

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA
FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA MINERA Y
METALÚRGICA**



INDICADORES DE EXPLOTACIÓN EN MINA HUARON

INFORME DE COMPETENCIA PROFESIONAL

PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE

INGENIERO DE MINAS

PRESENTADO POR:

PAVEL FABIO GÓMEZ SOLÓRZANO

LIMA-PERÚ
2009

DEDICATORIA

A mi Madre, Violeta Solórzano,

A mi Padre, Marino Gómez

TABLA DE CONTENIDOS

LISTA DE TABLAS.....	v
LISTA DE FIGURAS.....	vi
Capítulo I: Generalidades.....	1
• 1.1 Reseña Histórica.....	1
• 1.2 Generalidades.....	2
• 1.3 Método de Explotación.....	2
• 1.4 Características Físicas del Yacimiento.....	2
Capítulo II: ubicación, accesibilidad.....	3
• 2.1 Ubicación.....	3
• 2.2 Accesibilidad.....	3
Capítulo III: Geología.....	6
• 3.1 Geología General.....	6
• 3.2 Geología Regional.....	9
• 3.3 Geología Estructural.....	9
• 3.4 Geología Económica.....	10
• 3.5 Tipos de Mineralización.....	11
• 3.6 Mineralogía.....	11
• 3.7 Paragénesis.....	12
• 3.7 Inventario de Reservas.....	14
Capítulo IV: Seguridad.....	15
• 4.1 Herramientas de la Gestión de la Seguridad.....	15
• 4.2 Formato PRC (Peligro, Riesgo, Control).....	16
• 4.3 Formato VEO (Verificación de Estándar Operacional).....	16
Capítulo V: Geomecánica, herramientas de gestión.....	19
• 5.1 Mapeo Geomecanico.....	19
• 5.2 Factores Influyentes.....	20

• 5.3 Pre auditoria Geomecanica.....	21
Capítulo VI: indicadores Operativos en Mina.....	23
• 6.1 Indicadores e Inductores.....	23
• 6.2 Indicadores en Operación Minera.....	25
• 6.3 Indicadores Obtenidos en la Mina Huaron.....	26
• 6.3.1 Indicador de Perforación.....	27
• 6.3.2 Indicador de Voladura.....	32
• 6.3.3 Indicador de Limpieza.....	34
• 6.3.4 Indicador Productividad de Personal.....	38
Capítulo VII: Programación de la Producción Mensual.....	42
• 7.1 Programación del Ciclo de Minado.....	43
• 7.1.1 Calculo del Numero de Cortes.....	43
• 7.1.2 Calculo del Tiempo de Perforación.....	45
• 7.1.3 Calculo del Tiempo de Limpieza.....	46
• 7.1.4 Tiempo de Preparacion y Relleno Hidraulico.....	47
• 7.1.5 Tiempo del Ciclo de Minado.....	49
Capítulo VIII: Análisis de Costo y Recursos.....	51
• 8.1 Principio de Pareto.....	51
• 8.2 Análisis de Equipos de Acarreo.....	51
• 8.3 Análisis de Equipos de Perforación.....	53
• 8.4 Análisis de Explosivos.....	54
• 8.5 Analisis del Personal.....	59
Capítulo IX: Conclusiones.....	62
Capitulo X: Recomendaciones.....	64
Referencias:.....	66

LISTA DE TABLAS:

1. Inventario de Reservas.....	14
2. Cuadro comparativo del PRC.....	16
3. Parámetros considerados en el VEO.....	17
4. Formato de Pre auditoria Geomecanica.....	22
5. Definición de Indicadores.....	25
6. Desglosamiento de Indicadores.....	25
7. Reporte de Indicadores de Perforación Mina Huaron.....	27
8. Factores de Corrección para estimar JFS.....	31
9. Datos de un Tajo Típico de Huaron.....	31
10. Indicadores de Voladura.....	33
11. Indicadores de Limpieza.....	35
12. Variación de la Productividad de Huaron año 2008, Personal de Tajo y Servicios.....	39
13. Comparación entre Zona Sur y 500 Norte.....	41
14. Programa con los Anchos y Longitudes de Veta.....	42
15. Calculo del Numero de Cortes de Tajo.....	44
16. Calculo del Tiempo de Perforación.....	45
17. Calculo del Tiempo de Limpieza.....	46
18. Calculo del Tiempo de Relleno.....	47
19. Comparación del Numero de Cortes y el Tiempo del Ciclo de Minado.....	49
20. Consumo de Materiales del Scoop 14.....	52
21. Costo de Perforación.....	54
22. Cantidad de Explosivos Consumidos de enero – mayo 2009.....	55
23. Consumo detallado de Accesorios y Explosivos Zona Sur.....	56
24. Pareto de Explosivos y Accesorios.....	57
25. Indicador del Costo.....	58
26. Programación de Personal Zona Sur.....	60
27. Costo de Obreros Zona Sur enero – mayo.....	61

LISTA DE FIGURAS:

1. Mapa de ubicación de la mina.....	5
2. Esquema geológico de Huaron.....	8
3. Eficiencia del Scoop de 3.5 yd ³ según la distancia de acarreo.....	38
4. Productividad de Tajos y total Mina.....	40
5. Comparación de Valores para el N de Cortes y de Ciclo de Minado.....	50
6. Diagrama de Pareto para consumo de Scoop 14.....	53
7. Factor de Potencia Huaron enero – mayo.....	55
8. Costo de producción Zona Sur, enero – mayo	57
9. Costo de Accesorio y Explosivos y acumulado.....	58

INTRODUCCIÓN:

Actualmente la mina Huaron se viene trabajando en cuatro zonas o secciones las cuales se caracterizan por el sistema de minado, la geología (potencia de vetas), valor económico (leyes) y su nivel de producción (tonelaje), tenemos la zona Norte y Sur, donde sus vetas están en promedio entre 0.8 a 1.5 m de ancho, por lo que se aplica el corte convencional (jack leg y winches) con relleno hidráulico, mientras que en las zonas 500 Norte, 600 Norte, la potencia de las vetas esta alrededor de 2.5 a 3.5 m, por lo que el minado se realiza combinando la metodología del corte mecanizado (jumbo, jack leg y scoop) y relleno hidráulico y / o detrítico, mediante accesos por rampas, esto ha hecho que cada zona tenga una programación de personal entre ingenieros, supervisores y obreros; recursos y equipos. Por lo general se está trabajando con un encargado de zona y por turno: un jefe de guardia, un supervisor de operación, mientras que solo en turno: un ingeniero de seguridad y un supervisor, un ingeniero de geología y un supervisor; las áreas de planeamiento, servicios mina, geomecanica y mantenimiento mina tiene supervisores los cuales de acuerdo con los requerimientos de la operación se distribuyen en las diferentes zonas.

Una vez aprobado el programa mensual de producción cada jefatura de zona tiene que tener bien en claro la programación y asignación del personal y sus recursos para el cumplimiento de las metas y objetivos mensuales tanto en seguridad, tonelaje, ley y avances. Esto quiere decir que cada responsable de guardia debe de estar en la capacidad de asegurar sobre todo que el trabajo se desarrolle dentro del marco de la seguridad, basando su trabajo no solo en resultados de tonelaje, ley y avances.

RESUMEN EJECUTIVO

Dentro de las muchas responsabilidades de un jefe de guardia, una de las más importantes es la seguridad del su personal, esto se tiene que tener bien en claro ya que lo establece el DS 042001- EM en su artículo 33, partiendo de este punto entonces se pueden realizar la planificación del minado a corto plazo, es decir el cumplimiento de los objetivos mensuales, para esto nos guiaremos de la información proporcionada por el departamento de geología, quien entrega cada mes las leyes y los anchos de vetas de cada zona, con base a esta información se pueden planificar la asignación del personal necesario, la asignación de los recursos (equipos, herramientas y materiales), en base a indicadores operativos que se tienen registrados de los diferentes trabajos realizados se puede estimar diferentes parámetros que serán de incidencia en los costo operativos.

Estos parámetros como, taladros perforados, factores de potencia, metros cúbicos de relleno, horas de utilización de equipos, por mencionar algunos incidirán en la utilización de recursos, como son cantidades de explosivos, aceros de perforación y sostenimiento, madera, combustibles y energía. Estos transformados a unidades de costo por tonelada nos darán una idea de cómo se está ejecutando la operación.

Realizando arqueos de consumo de recursos se puede medir y/o realizar el control y verificar que está elevando o bajando el costo operativo el cual como en cualquier industria es mantenerlo por debajo de lo programado o estimado.

CAPITULO I:

1.1. Breve Reseña Histórica:

No existen registros de actividad minera durante la época colonial, los yacimientos de Huarón , ubicados en el distrito de Huayllay, iniciaron su explotación industrial en 1912 cuando se creó la “ **Compagnie des Mines de Huarón**” , nacida de la fusión de las compañías “ Venus” “Concordia” y de la “Compañía Francesa de Estudios Mineros en el Perú”, hasta 1978 en que adecuándose a la ley, se transforma en Compañía Minera Huaron S.A. con aporte de capitales peruanos, en junio de 1987 las acciones de los franceses fueron transferidas a **M.H.C.S.A.** quien posteriormente las vende al Grupo de **PAN AMERICAN SILVER**, en Marzo del 2000.

Entre 1912 y 1929 la mina se explotó por cobre, que se fundía en el mismo lugar. A partir de 1929 se adoptó una nueva orientación con el propósito de recuperar los abundantes sulfuros de plomo argentífero y de zinc.

Actualmente en esta unidad se explotan minerales de Plata, Zinc, Plomo y Cobre. Está a 6 Km del pueblo de Huayllay y es accesible por la carretera central, desde Lima-La Oroya-Cerro de Pasco donde se recorren 287 Km hasta la localidad de Villa de Pasco, de donde se toma la carretera a Canta-Lima en un recorrido de 37 km, hasta la mina de Huarón. También es accesible por dos carreteras afirmadas alternas, la de Lima-Canta-Huarón con un recorrido de 215 Km y la de Lima-Huaral-Huaron con un recorrido aproximado de 210 Km.

1.2. GENERALIDADES:

El yacimiento minero Huarón presenta 9 niveles principales que son: Nv. 700, Nv. 600, Nv.500, Nv. 450, Nv. 420, Nv. 370, Nv. 340, Nv. 320, Nv. 250, la producción actual de la mina es de 2000 T/día.

Y para la supervisión se ha dividido en las siguientes Secciones:

- Zona Norte Nv 250
- Zona Sur Nv 250 y Satélite Nv 500
- Zona Nv 500
- Zona Nv 600.

1.3. MÉTODO DE EXPLOTACIÓN:

Se emplea el método de "Corte y Relleno Ascendente"; con relleno hidráulico y material estéril. Este método se basa en la extracción de bloques de mineral por sucesivos cortes horizontales. Después del corte, el mineral se limpia completamente, este método se utiliza cuando las cajas son competentes o medianamente competentes, las cuales son sostenidas por puntales de madera en algunos casos y en otros se sostiene temporalmente con Split Set. Este método es bastante selectivo y teniendo vetas bastante irregulares, es el método más recomendable.

1.4. CARACTERÍSTICAS FÍSICAS DEL YACIMIENTO:

Dentro de las principales características Físicas del yacimiento tenemos:

Peso específico del mineral in situ : 3.3 TM/m³

Peso específico del mineral roto : 3.0 TM/m³

Peso específico del relleno : 1.7 TM/m³

Factor de esponjamiento : 30 – 40%

Humedad : 6 – 7.5%

CAPITULO II: UBICACIÓN Y ACCESO

2.1 UBICACIÓN:

El yacimiento de Huarón se encuentra ubicado en el distrito de Huayllay, provincia de Pasco y Región Andrés Avelino Cáceres, en un área aproximada de 15 Km², en el flanco oriental de la cordillera occidental de los Andes.

Huarón se ubica geográficamente en las siguientes coordenadas:

76° 25' 30" de longitud Oeste

11° 00' 45" de latitud Sur

4,200 a 4,800 m.s.n.m.; altitud promedio.

2.2 ACCESIBILIDAD

Existen esencialmente dos vías de acceso carrozables y una vía férrea a saber:

Lima – La Oroya – Unish – Huarón

Es la carretera más conservada y utilizada, por constituir en gran parte la carretera central (Lima – Unish)

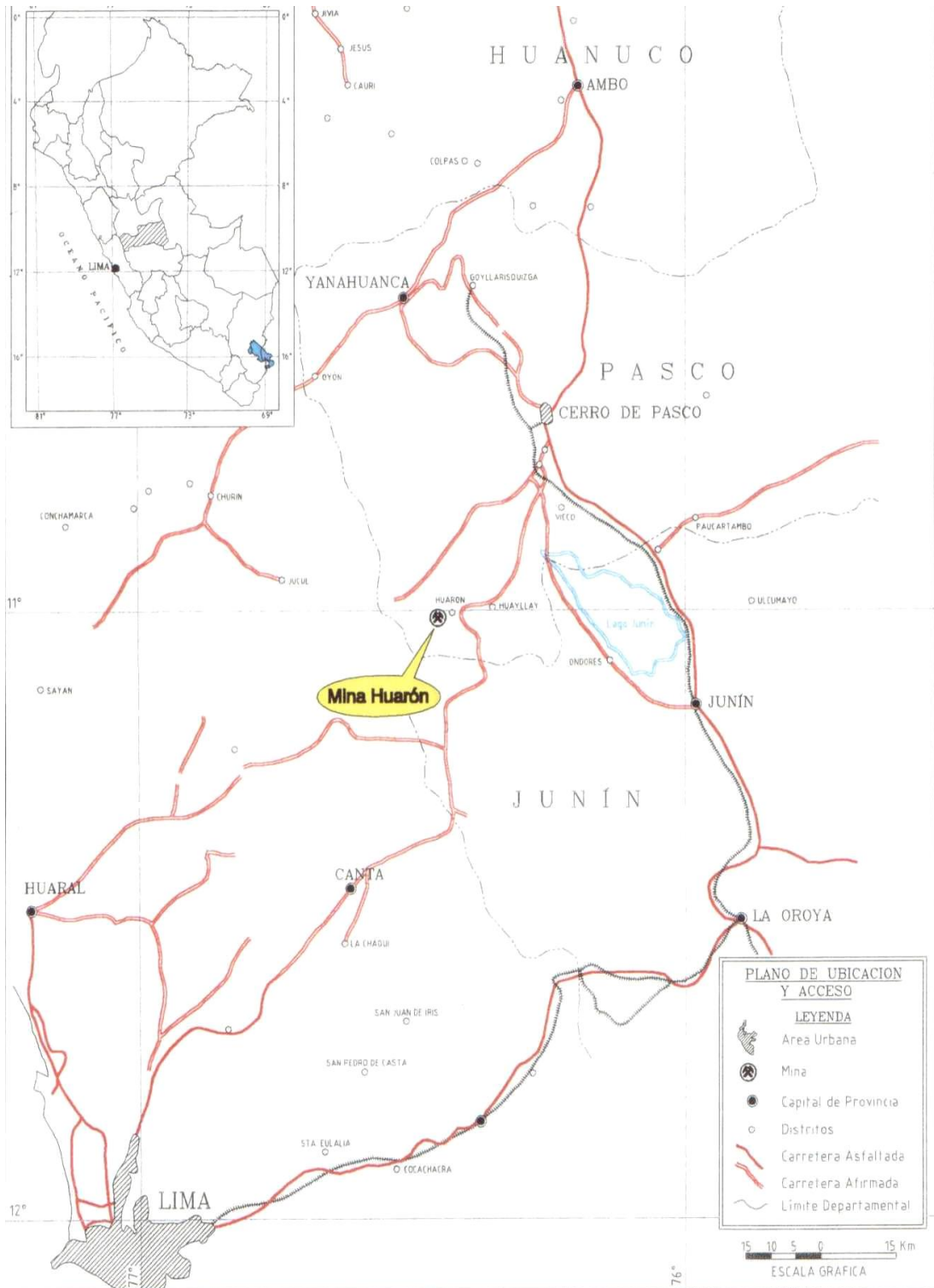
Lima – Canta – Huarón

Asfaltada solo en el tramo: Lima Santa Rosa de Quives en 75 Km. y afirmada lo 146 Km, es poco utilizada por su poca conservación.

Vía férrea: Lima – La Oroya – Shelby

De donde se empalma por carretera afirmada hasta Huarón.

Figura 1 *mapa de ubicación de la mina*



CAPITULO III: GEOLOGÍA

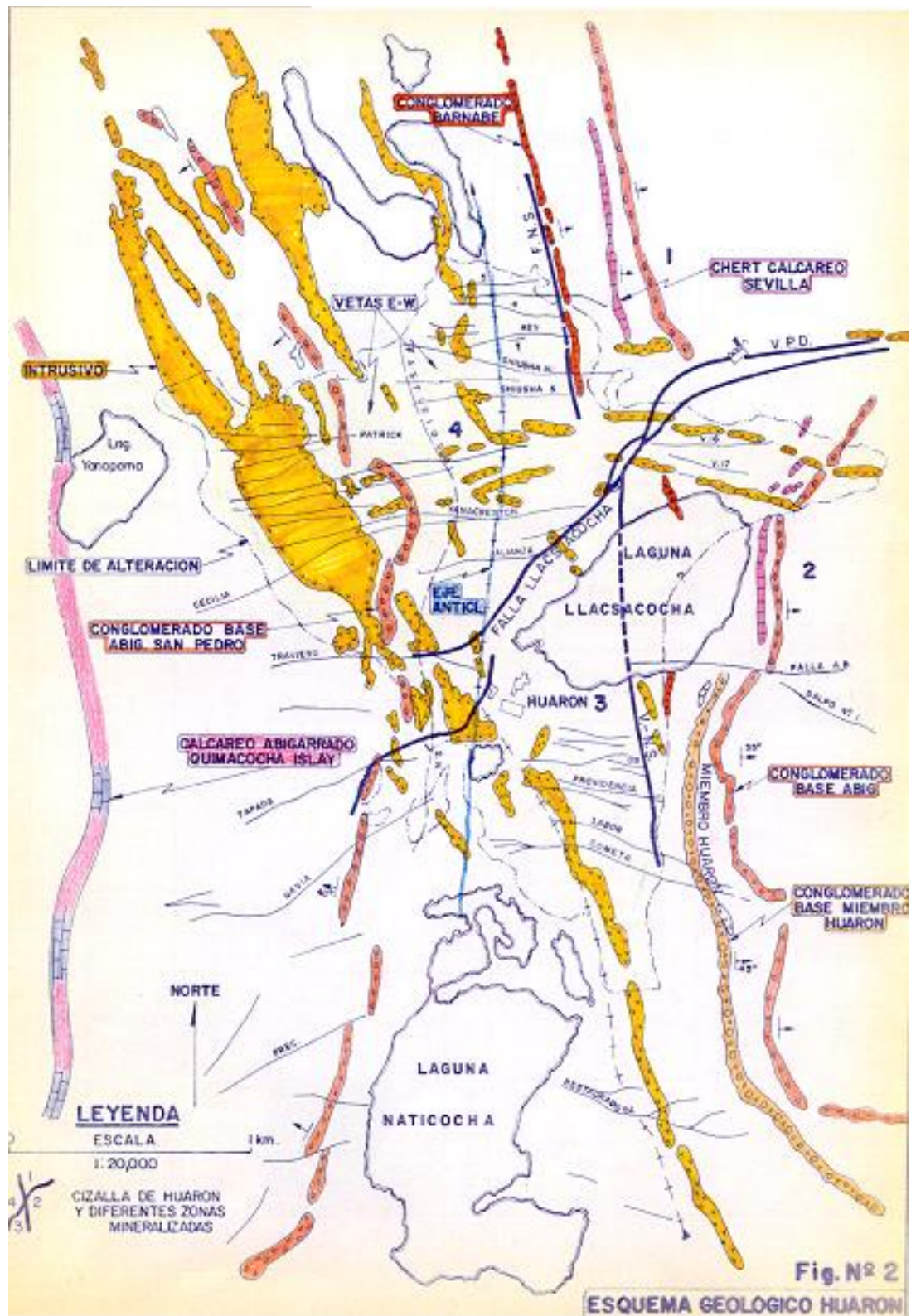
3.1 GEOLOGÍA GENERAL:

La estructura mayor y más importante corresponde a un anticlinal asimétrico, que se orienta al N 25° W. El anticlinal está conformado por sedimentos continentales del Cretáceo Superior al Terciario (“Capas Rojas Casapalca”) constituidas por margas, lutitas, areniscas, conglomerados, sedimentos calcáreos , chert, etc, los cuales fueron plegados y fallados por la intensa actividad tectónica del Eoceno-Plioceno, cuya resultante, orientado al N65°E y hacia arriba fue aplicada en la parte central del distrito. El relajamiento de las fuerzas tectónicas compresionales pre-intrusivas y la acción de rebote elástico concentrado a lo largo de las zonas axiales longitudinal y transversal, originaron zonas de debilidad a lo largo de las cuales se produjeron rupturas en el anticlinal, que posteriormente sirvieron de canales de circulación de fluidos igneos “monzoníticos-cuarcíferos” y se formaron diques axiales longitudinales y transversales. Una reactivación tectónica post-intrusiva intensificó los esfuerzos compresionales de acción cómica y originó el fracturamiento pre-mineral transversal E-W, el longitudinal N-S y el movimiento “horstico” de la parte central del distrito.

Huarón fundamentalmente es un yacimiento filoneo, en el que se conocen alrededor de un centenar de vetas con largos que varían entre 100 y 1800 m y con potencias de 0.30 m a 6 m las que ocupan un área de 3 x 4 km, varios filones han sido explotados hasta por 550 m de profundidad desde superficie (4830 m), hasta el nivel base de Huarón (4250 m). Los filones son fundamentalmente de rumbo E-W con buzamientos entre 60° y 88° al norte y al sur y en general son perpendiculares al eje del anticlinal, estos filones están limitados por dos grandes fallas de cizalla que forman una “X” dividiendo al anticlinal de Huarón en cuatro sectores, en los

que grupos de vetas ocupan un determinado espacio , tienen un mismo relleno mineral principal, la misma ganga con el mismo rumbo y buzamiento, además presentan un mismo tipo de alteración hidrotermal, lo que facilita la exploración y explotación. Otras vetas son concordantes con la estratificación y solo se presentan en el flanco oeste del anticlinal. Existen también acumulaciones minerales irregulares “bolsonadas“ entrampadas en estratos favorables (conglomerados y chert) así como pequeños pórfidos y brechas mineralizadas relacionadas a intersecciones de vetas .

Figura 2 Esquema geológico de Huaron



3.2 GEOLOGÍA REGIONAL:

En el distrito Minero Huarón encontramos rocas sedimentarias, intrusitas y Tobas grises volcánicas. Huarón está limitado por las grandes fallas de cizallas en forma de "X", la más conocida falla pozo "D" Llacsacocha, los filones son de dirección Este – Oeste con buzamiento sub vertical de Norte al Sur, teniendo como veta Traviesa; otras vetas o filones son concordantes con la estratificación como San Narciso, Fastidiosa en el flanco Oeste del Anticlinal.

3.3 GEOLOGÍA ESTRUCTURAL:

3.3.1. Plegamientos:

Un anticlinal asimétrico, es la estructura principal con el flanco Oriental de mayor buzamiento que el occidental, parte del plano axial ha sido erosionado.

Las dimensiones de la estructura son aproximadamente son de 20 Km. a lo largo de la zona axial longitudinal y 6 Km. de la zona axial transversal.

3.3.2. Fallas y Fracturas:

Los esfuerzos posteriores a la compresión e intrusión, debido al relajamiento de la charnela del anticlinal con formación de fallas y fracturas que:

Un primer conjunto de orientación E-W, se caracteriza por presentar dos sistemas de fracturas: el primer buza 70° - 80° N, se localiza en la parte sur del distrito, vetas: Yanamina, Alianza y Yanacrestón; el segundo sistema que buza 80° - 90° S, se localiza en la parte norte, vetas: Shiusha N, Shiusha S, Pozo D, Patrick y veta 17.

Un segundo conjunto de orientación N-S, que buzcan al Oeste entre 40°-65°W, se localizan al Oeste del distrito, son concordantes a la estratificación, vetas: Fastidiosa, San Narciso, Santa Rita, Surprise, Caprichosa y ramal Caprichosa.

Todas las fracturas y fallas son pre-minerales más el fracturamiento post mineral de menor magnitud en forma concordante al pre-mineral.

3.4. GEOLOGÍA ECONÓMICA:

Estudios microscópicos han podido determinar 91 especies minerales entre mena y ganga siendo los minerales de Ag, Zn, Pb y Cu los que constituyen el objeto de su explotación, en donde la plata es el 80 % del mineral económico. Los principales minerales son: Sulfosales de Ag-Cu (tetraedrita), esfalerita, galena, tenantita junto con cuarzo, pirita, rodocrosita, rodonita, manganocalcita y alabandita.

La circulación de soluciones hidrotermales en tres diferentes épocas y posteriores a las respectivas reaperturas de cajas, formación de brechas y desarrollo de nuevas fracturas ha originado tres ciclos de precipitación mineral.

En cada ciclo la precipitación de minerales ha seguido el siguiente orden:

3.4.1. En el primer ciclo.- los minerales de alta temperatura: cuarzo lechoso, pirita, tetraedrita (tenantita).

3.4.2. En el segundo ciclo.- minerales de temperatura intermedia: cuarzo lechoso, pirita, esfalerita marrón (marmatita) y galena.

3.4.3. En el tercer ciclo.- minerales de baja temperatura: barita, siderita, dolomita, esfalerita rubia, galena, tetraedrita argentífera, polibasita, calcopirita, rodocrosita, cuarzo y calcita.

3.5. TIPOS DE MINERALIZACIÓN:

3.5.1. Vetas:

En fallas o fracturas mineralizadas posteriormente con minerales de mena y ganga predominando la longitud horizontal sobre la vertical, variando en potencia en unos centímetros, hasta algunos metros. Ejemplo; Alianza, Yanacrestón, Veta Cuatro, Travieso, Cometa, etc.

3.5.2. Vetas Manto:

Vetas estratiformes, siguen el buzamiento de las capas sedimentarias de la Formación Casapalca inferior y superior ejemplo: Caprichosa, Fastidiosa, Surprice, Santa Rita, San Narciso, Ramal Caprichosa, vetas trampa del contacto conglomerado-marga San Pedro, Paola, etc.

3.5.2. Bolsonadas:

Son concentraciones de mineral Hipógeno en cuerpos de forma irregular, emplazados principalmente en conglomerados y chert por reemplazamiento, ejemplo: Sevilla, Córdoba, Lourdes, Impacto 15, Bolsonada 51, etc.

3.6. MINERALOGÍA:

3.6.1. Enargita (AsS_4Cu_3)

De color negro oscuro, brillo metálico, de peso específico 4.4 se caracteriza por su exfoliación cuando cristaliza, también se encuentran en estado masivo, en algunos casos tiene un contenido mínimo de Zn y Fe. Se halla íntimamente asociada a la Tennantita Tetrahedrita, en ciertos casos con la Pirita, Cuarzo y otros Sulfoarseniuros y Sulfoantimoniuros.

3.6.2. Tetrahedrita (Sb_4S_{13}) (Cu, Fe, Zn, Ag)₁₂

De color grisáceo a pardo, de peso específico 4.6, de brillo metálico a sub metálico, de raya negra, tiene cierto contenido de Hierro, Plata y Zinc que sustituyen al Cobre, se hallan asociado a la Enargita, Calcopirita y Pirita principalmente y otros Sulfoarseniuros y Sulfoantimoniuros.

3.6.3. Galena (SPb)

De color gris plomizo de dureza 2.5 y de peso específico 7.4 a 7.6 de brillo metálico y raya gris. Generalmente se encuentra cristalizada, se caracteriza por su buena exfoliación y gran peso específico, se enriquece con valores de plata especialmente Galena tardía Argentífera que es de un color gris brillante.

3.6.4. Esfalerita (SZn)

Llamada también Blenda, de dureza 3.5, peso específico entre 3.9 a 4.1 el color varía de castaño claro a castaño oscuro, pasando por marrón rojizo de brillo resinoso a metálico, raya blanca o amarilla, se halla cristalizada, se encuentra asociada principalmente a la Galena.

3.6.5. Pirita (FeS₂)

De color amarillo pálido, es el mineral de ganga más abundante, cristalizado o masivo o en diseminaciones asociada a todos los minerales antes descritos.

3.6.6. Cuarzo (SiO₂)

De color blanco transparente a ahumado, a veces en cristales piramidales formando Drusas, brillo vítreo y gran dureza, es abundante y se encuentra asociado a todos los minerales antes indicados.

3.6.7. Calcita (CO_3Ca)

Se le encuentra generalmente masiva, asociada a casi todos los minerales descritos, es de color blanquecino, brillo vítreo, ocasionalmente se enriquece con valores de Plata.

3.6.7. Rodocrosita (MnCO_3)

De color rosado, de aspecto duro asociado al Cuarzo y Calcita preferentemente. Se encuentra íntimamente asociada a la Rodonita (MnSi_2) a la Calcita y demás minerales anteriormente descritos, se enriquece mucho más que la Calcita con valores de Plata por ser muy favorable para la precipitación de Sulfosales de Plata (Proustita, Pirargirita, Estefanía, Polibasita y otras).

3.7. PARAGÉNESIS:

Estudios detallados de los diferentes tipos de mineral y de fases de alteración hidrotermales las rocas de caja y su distribución en el yacimiento, ponen en evidencia una paragénesis compleja y relacionada a 3 principales fases o etapas de mineralización.

La existencia de varios tipos de mineral dentro dentro de una misma estructura de veta se interpreta como el resultado de nuevos aportes, removilizaciones y remplazamientos.

Estudios con microsonda electrónica sobre los minerales con plata demuestran que:

- 62% de Ag esta en Tetraedrita (Cu_3SbS_3)
- 15% de Ag esta en Galena Antimoniada
- 06% de Ag esta en Tenantita (Cu_3AsS_3)

- 06% de Ag esta en Blenda (SZn)
- 11% de Ag esta en pirita y otros minerales

3.8. INVENTARIO DE RESERVAS Y RECURSOS MINERALES

Tabla 1: *Inventario de Reservas*

CATEGORIA	TMS	Grs AG	% CU	% PB	% ZN	VPT\$/tM
PROBADO	4,854,005	219.00	0.43	2.14	4.03	46.24
PROBABLE	1,902,330	225.03	0.41	2.15	4.01	46.79
TOTAL	6,756,335	220.70	0.42	2.14	4.03	46.39

CAPITULO IV: SEGURIDAD

4.1. Herramientas de gestión de la seguridad

En la unidad Huaron la seguridad se viene gestionando, dando herramientas necesarias para que la cultura de seguridad se realice con todo el personal involucrado en la operación, se ha implementado una nueva herramienta de la gestión de la seguridad el cual se viene aplicando ya casi por un año, esta herramienta llamada PRC (peligro-riesgo-control) a reemplazado al check list de operación mina que anteriormente se venía manejando, esta herramienta se está aplicando a cada departamento no solo en los trabajos en mina, si no en forma general para cualquier trabajo en el cual se vea involucrado un peligro en el cual se tenga que realizar un control para minimizar el riesgo.

Aparte de esta herramienta, se sigue utilizando las demás herramientas de gestión de seguridad, como son:

- Reportes de actos y condiciones sub estándar
- Investigación de incidentes y / o accidentes
- Inspecciones planeadas y no planificadas
- OPT, observación planeada del trabajo
- VEO, verificación de estándar operacional
- Cambio temporal de tarea, formatos para trabajos de alto riesgo

4.2. Formato PRC (Peligro Riesgo Control):

Es un documento de herramienta de gestión de seguridad que remplazo al check list, este se caracteriza por la aplicación de la matriz IPER (identificación del peligro y evaluación del riesgo) para la realización de cualquier trabajo, como sabemos todo trabajo que se realiza en mina viene acompañado de un peligro al cual mediante los controles minimizamos el riesgo que se tiene al ejecutarlo.

Tabla 2: Cuadro comparativo del PRC

Ventajas	Desventajas
Se puede analizar cualquier actividad paso por paso.	Las tareas analizadas no se realizan en orden correlativo a la evaluación.
No se requiere tener un PETS para realizar la evaluación de la tarea.	Inicialmente se confunde como si fuera otro formato adicional
Formato sencillo y simple para realizar la evaluación.	Aparentemente es mas tedioso a la hora de hacer el análisis de la tarea
Solo se necesita saber los conceptos de peligro, riesgo y control	
Lo puede realizar todo trabajador	

4.3. Formato VEO (Verificación de Estándar Operacional):

El VEO es una herramienta del gestión de seguridad que ha sido implementada recientemente el cual cumple un rol importante; evalúa parámetros que debe de cumplir toda la labor en mina para que este autorizada a trabajar según los requerimientos de la compañía.

4.3.1 Parámetros considerados en el VEO:

Cuando se califica el veo, se contabilizan los parámetros requeridos, como mínimo se tiene que obtener 85 % para que la labor se pueda trabajar, si se obtiene menos de 85 % se tienen que levantar todas las observaciones antes de reiniciar el trabajo.

Tabla 3: Parámetros considerados en el VEO

RIESGO	Criterios Operacionales de Control
Caída de rocas	Juego de barretillas de 4, 6, 8, 10, 12 pies, (con punta y uña en condiciones)
	Techos, paredes y frente bien desatados, sin rocas sueltas, sin sobreelevación.
	Usan guardacabeza con marchavante de 4 pulgadas de diámetro y 3.00 m de largo (no tablones, ni rajados).
	Labor se encuentra sostenida de acuerdo a evaluación geomecánico.
	Se cuenta con las herramientas necesarias para la aplicación del sostenimiento.
	Han sido capacitados, entrenados en las labores sobre desatado y sostenimiento.
Caída de Personas y de Materiales	Accesos a la labor limpios y ordenados.
	Plataformas (descansos) puntal, tablas completas sin daños, ni roturas.
	Escaleras con 80° inclinación, peldaños completos (bien clavados, sin rajaduras, ni rotos, ni podridos) y que sobrepase 80 cms del

	descanso, de una sola pieza.
	Echadero con parrilla de riel soldada, asegurada e iluminados (que no se muevan de la posición).
	Parrilla de tajo (limpieza de winche) con tapones y pasamanos.
	Canal de izaje con guardas o tabiques laterales sin deterioros (sin roturas).
	Usan arnés de seguridad al trabajar en altura o en espacios abiertos.
	Han sido capacitados y entrenados en el uso de arnés y los tres puntos de apoyo.
Gaseamiento	Labor tiene comunicación al nivel superior (los tajos integrados no son validos)
	Labor cuenta con tercera línea de aire
	Manga de ventilación sin huecos, sin cortes y a 25 metros del frente y en línea mensajera.
	Ventiladores instalados con los ductos sólidos correspondientes para el empalme de las mangas.
	Han sido capacitados en identificación de gases y los síntomas.
Explosión	Mochilas para traslado de materiales explosivos a las labores.
	Cuentan con punzón de cobre para manipuleo de explosivos
	El personal está capacitado y autorizado para el manipuleo de explosivos

CAPITULO V: GEOMECANICA

5.1. Mapeo Geomecanico:

El mapeo geomecánico, es la representación grafica del tipo de soporte a colocar en base a la condición geomecánica, según la clasificación G.S.I de una labor excavada y a los factores influyentes que actúan sobre ella, tales como, el ancho de la abertura, labores cercanas, presencia de agua, influencia de esfuerzos, orientación de fracturas y la voladura.

Los colores asignados a esta clasificación grafica de cada tipo de soporte se basan en la tabla correspondiente al sostenimiento práctico minero y se relaciona con la tabla de auto soporte que corresponde al índice RMR (Bieniawsky 79) para la colocación oportuna del soporte seleccionado.

Conociendo la roca (estructura y condiciones y sus factores influyentes conociendo los soportes a colocar, se procedió a elaborar las tablas preliminares para el sostenimiento de las labores de desarrollo y de extracción de la mina Huarón, en las cuales, se designan los colores a ser utilizados para cada soporte, los que se usaran en la elaboración de los planos geomecánicos de las labores.

Estas tablas de sostenimiento se acompañan de una Metodología de Aplicación, en la cual, se incluyen algunos parámetros que deben ser tomados en cuenta para su correcta aplicación así como, las formas erróneas de colocación del soporte que no deben aplicar nunca, por ser causantes de muchos accidentes. Tanto la tabla de Sostenimiento, como la de Metodología de Aplicación, se incluyen en una cartilla del tamaño adecuado que permita ser llevada en el bolsillo del mameluco permanentemente y ser utilizada como una herramienta de operación.

Para la elaboración de este mapeo se llena primero el formato de Reporte diario de Geomecanica correspondiente a cada labor.

5.2. Factores Influyentes:

5.2.1. Influencia del Agua:

- En rocas masivas, levemente fracturadas / muy buenas a buenas la presencia de agua no tiene influencia significativa.
- En rocas moderadamente fracturadas a muy fracturadas / regulares, la influencia del agua esta dada por la presión y como efecto lubricante.
- En rocas moderadamente fracturadas / pobres a muy pobres el efecto es inmediato por actuar como lubricante y lavando el material fino de las fracturas, acelerando el aflojamiento.
- En rocas intensamente fracturadas / regulares, pobres o muy pobres se produce el efecto anteriormente mencionado.
- Se debe mencionar la presencia de aguas debidas al relleno hidráulico, la composición del agua (pH) y la composición del relleno, en especial si son arcillas expansivas.

5.2.2. Influencia de Esfuerzos:

- Se concentran en puentes, pilares y frentes de excavación al redistribuirse las presiones por efecto de las aberturas.
- Se deben a las profundidades, estructuras geológicas, diques y arcillas expansivas.
- Se reconocen por ruido, descostramiento o lajamiento en las paredes y techo, ocurrencia de filtraciones y presencia de estriaciones en el macizo rocoso.
- Se pueden controlar con modificaciones en los diseños de minado, tamaño de aberturas y sistemas de soporte.

5.2.3. Influencia de Orientación de Discontinuidades:

- Son desfavorables o muy desfavorables las discontinuidades verticales y subverticales que se encuentren paralelas o subparalelas a las paredes o cajas de la excavación.
- Son desfavorables o muy desfavorables, las discontinuidades horizontales o subhorizontales.
- Este efecto se incrementa por tamaño de abertura, relleno de la discontinuidad, presencia de agua y presencia de esfuerzos.

5.2.4. Factores de Excavación:

- Tamaño de abertura, dimensionamiento de puentes y pilares, distribución de los taladros, potencia de los explosivos, en especial en los taladros del arranque y contorno.
- Colocación de soporte inadecuado o después del tiempo de auto soporte de la roca, voladuras cercanas.
- Relajamiento progresivo de labores que no es detectada ni controlado.

5.3. La Pre Auditoria Geomecanica:

Esta es una herramienta del control geomecanico en el que se evalúa tanto la gestión del supervisor como la del trabajador mediante los diferentes parámetros, la calidad de la gestión vendrá dada por la nota que se obtiene, siendo 75 % la nota que se considera aprobatoria.

En el cuadro siguiente se enumera los parámetros que se consideran en la pre auditoria geomecanica.

Tabla 4: Formato de Preauditoria Geomecanica

CONTROL GEOMECANICO		
PERSONAL RESPONSABLE (15 PUNTOS):	<u>PUNTOS</u>	<u>REAL</u>
<ul style="list-style-type: none"> • ¿Conoce y aplica en forma correcta los conceptos integrales de las tablas de sostenimiento? (05) () • ¿Realiza el llenado permanente de los partes diarios y el mapeo geomecánico en forma correcta? (04) () • ¿Capacita y motiva a su personal en el conocimiento y aplicación del concepto geomecánico en forma permanente? (03) () • ¿Coordina y comunica a mayor nivel, decisiones de riesgo geomecánico que debe tomar? (03) () 		
PERSONAL DE APOYO (DE LA LABOR) (15 PUNTOS):		
<ul style="list-style-type: none"> • ¿El personal de apoyo está informado, capacitado y motivado de las actividades geomecánicas? (04) () • ¿Cuál es el grado de conocimiento y aplicación de los conceptos geomecánicos, uso de la tabla, partes diarios, mapeos geomecánicos y check list en las labores? (04) () • ¿Conoce las especificaciones técnicas y los procedimientos para la colocación de los elementos de soporte? (07) () 		
CONTROL DEL SOSTENIMIENTO (50 PUNTOS):		
<ul style="list-style-type: none"> • ¿Se cumple estrictamente con determinación, las recomendaciones de los planos geomecánicos con respecto al tipo de soporte a colocar? (10) () • ¿Se cumple estrictamente y con determinación las recomendaciones de los tiempos de colocación de los soportes recomendados según el mapeo geomecánico y parte diario? (15) () • ¿Se cumple estrictamente y bajo control las especificaciones técnicas de colocación del soporte recomendado? (05) () • ¿Se cumple estrictamente con los procedimientos de colocación de soporte recomendado (incluyendo pruebas de calidad)? (05) () • ¿Se realiza en forma permanente el seguimiento de la colocación y procedimiento de los soportes? (05) () • ¿Existen las condiciones adecuadas permanentemente para colocar los soportes? (05) () • ¿Existen y están operativos los equipos, herramientas y materiales requeridos para colocar el soporte? (05) () 		
CONTROL DEL JEFE DE ZONA (20 PUNTOS):		
<ul style="list-style-type: none"> • ¿Realiza en forma correcta su auditoria geomecánica semanal e informa sus resultados? (10) () • ¿Conoce y capacita a todo personal a su cargo sobre las aplicaciones geomecánicas en forma correcta y oportuna? (05) () • ¿Apoya y soluciona los problemas que se presentan en las labores con respecto a la aplicación de los conceptos geomecánicos? (05) () 		
PUNTAJE OBTENIDO:	Total	(100) ()

CAPITULO VI: INDICADORES OPERATIVOS:

Algunas personas parten de una meta para definir el indicador, lo cual es un error, otras personas confunden lo que es un indicador con la fórmula para su cálculo. Los hay quienes primero definen el indicador y luego establecen el objetivo. Con el propósito de ayudar en esta problemática, es importante señalar una serie de razones que se brindan para mostrar de dónde nacen los indicadores:

- Los indicadores nacen a partir de la definición de las variables críticas para cada objetivo.
- Es importante diferenciar que unos indicadores reflejan los resultados de la actuación pasada (Lag measures), otros describen lo que se hace (desempeño), y son conocidos como “inductores” (Lead measures, Drivers), generalmente de corto plazo.
- Los indicadores de resultados y los indicadores de desempeño o inductores forman una cadena en la que los resultados del nivel inferior pueden ser los inductores del nivel superior.

6.1. Indicadores e Inductores:

Para entender la diferencia entre indicadores de resultado e inductores, es importante conocer el propósito de cada uno de ellos:

6.1.2. Indicadores de resultados (Lag measures)

- Reflejan resultados de decisiones pasadas
- Generalmente no son claros para el personal operativo
- Nadie se siente responsable por el resultado

Son equivalentes a las autopsias pues dan información sobre lo que ya pasó, sin que se pueda cambiar su resultado.

6.1.3. Inductores o Indicadores de Desempeño (Lead measures o drivers):

- Dicen cómo lo hacemos
- Muestran pasos a seguir día a día
- Más accesibles a gente de línea
- Personal se siente responsable de las variaciones
- Generalmente miden procesos o el desempeño

En contraposición a las autopsias, equivale a hacer una biopsia, para detectar que está ocurriendo y tomar acciones apropiadas para mejorar el resultado.

Los siguientes criterios pueden ayudar en la definición de indicadores:

- Los indicadores no deben ser ambiguos y se deben definir de manera uniforme en toda la empresa.
- Los indicadores utilizados entre diferentes perspectivas deben estar claramente conectados.
- Deben servir para fijar objetivos realistas.
- Debe ser un proceso fácil y no complicado.
- Se debe buscar un equilibrio entre los indicadores de resultado y los indicadores de actuación (inductores).
- Los cuadros de mando de un nivel inferior, raramente están vinculados en un sentido formal, matemático, a los del nivel superior, pero por supuesto se intenta que los vínculos existentes sean lógicamente persuasivos.

6.2. Indicadores en Operación Minera:

Como sabemos el objetivo de toda operación minera es mantener la producción, para lo cual se pueden diferenciar diferentes procesos, identificado estos procesos definiremos los indicadores:

Tabla 5: Definición de Indicadores

Proceso	Indicador	Unidades
PERFORACIÓN	Velocidad de perforación	m perforados / hora
VOLADURA	Factor de potencia	Kg explosivo / Ton
SOSTENIMIENTO Y LIMPIEZA	Velocidad de limpieza y /o sostenimiento	Ton / hora
RELLENO DETRÍTICO Y / O HIDRÁULICO	Velocidad de relleno o de bombeo	M3 / hora

De este cuadro podemos desglosar los siguientes datos:

Tabla 6: Desglosamiento de Indicadores

PERFORACIÓN	Stock acumulado de taladros
	Consumo de aceros de perforación (brocas y barrenos)
	Metros acumulados por maquina (vida útil de la perforadora)

VOLADURA	Consumos de Explosivos
	Consumo de Accesorios
	Calidad de la rotura, fragmentación

SOSTENIMIENTO Y LIMPIEZA	Consumo de Aceros de Soporte, y / o madera.
	Consumo de Energía y / o petróleo
	Consumo de Cable de acero

RELLENO DETRÍTICO Y / O HIDRÁULICO	Consumo de Energía y / o combustible
	Capacidad de RH (bombeo)
	Consumo de tuberías, tela arpillera

6.3. Indicadores obtenidos en la mina Huaron:

El siguiente cuadro muestra los indicadores obtenidos en la mina, esto se obtiene mediante el relleno del formato de reporte de operación, este formato se rellena a diario y guardia tras guardia, con estos datos el área de planeamiento cuantifica y da como resultados los indicadores representativos de cada proceso mencionado anteriormente:

6.3.1. Indicador de Perforación:

Tabla 7: Reporte de Indicadores de Perforación Mina Huaron

Zona	tiptio perforación	labor	Tal. Perf.	Tal/hr.	mp/hr.
Norte500	RE	R-28	133	14.09	30.24
		R-128	673	8.18	16.39
		R-751	347	8.07	13.00
		R-752	712	8.66	18.40
	Total RE		1,865	8.77	17.52
	DE	R-28	21	7.07	9.48
		R-752	26	7.46	10.34
	Total DE		47	7.29	9.96
	BR	R-28	12	4.00	6.44
		R-128	25	2.31	3.72
R-752		44	7.56	12.17	
Total BR		81	5.41	8.71	
Total Norte500			1,993	8.60	16.98

Norte600		R-15	6	6.00	9.66
	Total		6	6.00	9.66
	RE	R-15	88	9.05	14.56
		R-167	123	15.61	25.12
		R-8ª	164	8.55	13.75
		R-110	233	10.42	16.77
	Total RE		608	10.77	17.32
	FR	R-167	34	8.51	13.70
		R-110	472	8.72	14.04
		R-179	634	9.16	14.74
	Total FR		1,140	8.96	14.42
	DE	R-15	83	7.83	12.60
		R-8ª	25	6.50	10.19
		R-110	37	12.34	18.81
Total DE		145	8.75	13.77	
CA	R-15	24	12.00	19.31	
Total CA		24	12.00	19.31	
BR	R-15	36	7.94	12.79	
	R-851	270	8.51	13.70	
Total BR		306	8.45	13.59	
Total Norte600			2,229	9.39	15.10

Sur	SLO	R-193	35	7.00	11.27
	Total SLO		35	7.00	11.27
	RE	R-970	776	8.97	13.63
		R-309	237	10.08	15.09
		R-790	435	9.63	14.65
		R-127	35	8.81	14.19
R-207		330	9.04	14.55	

	R-992	246	7.77	13.34
	R-193	124	10.45	11.21
Total RE		2,183	9.18	13.97
RB	R-970			
Total RB				
FR	R-829	48	12.53	18.15
	R-127	104	7.36	12.72
	R-207	20	10.00	16.09
	R-992	82	9.15	14.73
Total FR		254	9.12	14.66
DE	R-970	35	8.93	12.84
	R-790	84	10.51	14.09
	R-831	12	4.00	5.72
	R-207	8	8.00	12.87
	R-992	2		
Total DE		141	9.40	12.98
BR	R-829	55	7.29	8.96
Total BR		55	7.29	8.96
Total Sur		2,668	9.12	13.85
Total general		6,890	9.06	15.15

Esta tabla es una muestra resumida de la perforación, solo se está mostrando los valores de taladros perforados por labor, y el índice de la velocidad de perforación que lo tenemos en promedio, este reporte se puede revisar en forma diaria, a si se puede ver que labores están por debajo del ritmo normal de perforación, que retrasos se tiene, que maquinas están operativas etc.

- Velocidad promedio de perforación Huaron (jack leg): **15.15 m/hr**
- Velocidad Zona 500 Norte: 16.98 m/hr
- Velocidad Zona 600 Norte: 15.10 m/hr
- Velocidad Zona Sur: 13.85 m/hr
- Total Taladros Perforados: 6890 taladros de 6 pies

Como se puede apreciar la zona con mayor valor en el índice es la zona que tiene las vetas potentes (2.5 a 3.5 m), esto es una ventaja a la hora de la perforación

ya que el perforista tiene mayor espacio para realizar el trabajo, en cambio la zona Sur reporta un promedio menor, en esta zona las vetas son angostas (0.8 a 1.2 m) por tanto para realizar la acumulación se tiene un espacio restringido.

6.3.1.1 Cálculo del Parámetro de Perforación en Tajos:

Burden:

La dimensión del Burden se define como la distancia corta a la primera cara libre (punto de alivio), es un parámetro de la perforación importante, una variación en la distancia puede afectar los costos operativos (consumo de aceros, explosivos, horas maquina, tareas, etc.), para calcularlo hay muchas formulas las cuales se pueden aplicar, pero es muy importante la experiencia del jefe de guardia para la decisión final. Respecto al Espaciamiento va a depender de la potencia de la veta, generalmente se realiza una malla de perforación cuadrada para vetas mayores a los 2 m, para vetas menores a 2 se me realiza una malla rectangular donde le $E = [0.8 \text{ a } 0.6] B$, esto depende ya de la condición de roca que se tiene.

Las formulas que se aplican en la mina son:

6.3.1.2. Formula de Konya:

$$B = 0.012 \cdot (2 \cdot p_e / p_r + 1.5) \cdot \varnothing_e$$

Donde:

- p_e = densidad del Explosivo (g/ cm³)
- p_r = densidad de la Roca (g/cm³)
- \varnothing_e = diámetro del Explosivo (mm)
- B = Burden (m)

6.3.1.3. Formula de Andersen:

$$B = 0.3048 * \varnothing_e * L_p$$

Donde:

- \varnothing_e = diámetro del Explosivo (pulg)
- L_p = longitu de perforación (pies)
- B = Burden (m)

6.3.1.4. Formula de Pearce:

$$B = 10^{-3} * K * \varnothing_t * \sqrt{P/Rt}$$

- \varnothing_t = diámetro del taladro (mm)
- K = factor de Volabilidad de la roca
- P = presión de detonación de la carga explosiva (psi)
- Rt = resistencia a la tensión de la carga explosiva
- B = burden (m)

Además:

$$P = 2.5 * 10^{-4} p_e * VOD^2 * (\varnothing_e / \varnothing_t)^{2.4} * C^{1.2}$$

- C = relación entre taladro cargado / taladro vacio
- \varnothing_e = diámetro del taladro (mm)
- $K = 1.96 - 0.27 \ln(ERQD)$
- $ERQD = RQD * JSF$
- $ERQD$ = índice de calidad de roca equivalente
- RQD = índice de calidad de roca

- JSF = factor de corrección de esfuerzo por contacto:

Tabla 8: Factores de corrección para estimas JSF

Estimación de la calidad de Roca	JSF
Buena	1.0
Media	0.9
Mala	0.8
Muy Mala	0.7

A continuación se dan datos para un tajo en el cual se tienen los siguientes datos en el cual comparamos para dos diferentes tipos de explosivo utilizados en mina, Anfo y semigelatina 75%:

Tabla 9: Datos de un tajo Típico de Huaron

Explosivo	Anfo	Semigelatina
ρ explosivo (g/cm ³)	0.90	1.20
Diam explosivo.(mm)	41.00	22.20
VOD	2800.00	3800.00
C	1.80	1.50
Taladro		
Diam tal. (mm)	41.00	41.00
L pe (pies)	6.00	6.00
Roca		
RQD	40.00	40.00
JSF	0.80	0.80
Rt (psi)	900.00	900.00
ρ Roca (gr/cm ³)	3.30	3.30
Otros datos		
Kv	1.02	1.02
ERQD	32.00	32.00
P	519723.53	235239.71

Resultado:

B andersen		B konya		B pearce	
2.95	1.60	1.01	0.59	1.01	0.68

Como podemos observar el resultado, entre la formula de Konya y Pearce la diferencia es de cm, pero el resultado de andersen no es aplicable, ya que las distancia de Burden que se ha venido trabajando en la mina están entre 0.7 a 1.10m, este mismo calculo se puede realizar para todos los tajos en los cuales la variación en el Burden vendrá dada por la calidad de roca que se tiene, en la mina Huaron se presentan rocas de calidad que varían de media a muy mala, es decir según el índice GSI de F/R a IF/MP.

6.3.2. Indicadores de Voladura:

La siguiente tabla muestra un reporte donde podemos obtener los siguientes datos:

- Taladros disparados por labor
- Cantidad de Explosivo, Anfo y Semexa 7/7* 7
- Longitud de Taladros
- Kg de explosivo utilizado
- Toneladas Rotas
- Tonelada Rota por taladro
- El Factor de Potencia (kg/T)

Tabla 10: Indicadores de voladura

empresa	zona	labor	burden	Tal. Disp.	L.Barr.(pies)	Semexsa(7/8x7).	Examon(kg)	kg_exp	Kg Exp/tal	tm/tal	Tm Rotas	Tm/mp:	Fp(Kg/tm)	
CMH	Norte500	R-28	0.8	108	8.00	108	128	136.77	1.27	4.38	472.77	2.04	0.29	
		R-128	0.8	488	7.60	500	468	508.60	1.04	4.34	2,117.61	2.04	0.24	
		R-751	0.7	275	6.00	290	265	288.55	1.05	3.28	902.86	2.04	0.32	
		R-752	0.8	839	8.00	855	905	974.43	1.16	4.38	3,672.72	2.04	0.27	
	Total Norte500				1,710	7.63	1753	1766	1,908.34	1.12	4.19	7,165.96	2.04	0.27
	Norte600	R-15(600)	0.7	138	6.00	210	126	143.05	1.04	3.28	453.07	2.04	0.32	
		R-167	0.7	118	6.00	204	100	116.56	0.99	3.28	387.41	2.04	0.30	
		R-8A	0.7	201	6.00	304	131	155.68	0.77	3.28	659.91	2.04	0.24	
		R-110	0.7	225	6.00	280	201	223.74	0.99	3.28	738.70	2.04	0.30	
	Total Norte600				682	6.00	998	558	639.04	0.94	3.28	2,239.09	2.04	0.29
	Satelite	R-18	0.6	211	6.00	216	206	223.54	1.06	1.97	415.52	1.22	0.54	
		R-17	0.8	51	6.00	112	40	49.09	0.96	3.28	167.44	2.04	0.29	
		R-109	0.8	186	6.00	212	154	171.21	0.92	2.88	536.33	1.79	0.32	
		R-347	0.7	126	6.00	140	120	131.37	1.04	3.08	387.51	1.91	0.34	
		R-302	0.6	68	5.33	111	56	65.01	0.96	2.15	146.37	1.57	0.44	
	Total Satelite				642	5.87	791	576	640.23	1.00	2.58	1,653.17	1.62	0.39
	Sur	R-970	0.7	839	5.72	2433	250	447.56	0.53	1.49	1,248.20	0.99	0.36	
		R-309	0.7	254	5.55	1250		101.50	0.40	1.12	285.26	0.76	0.36	
		R-790	0.8	446	5.79	2503		203.24	0.46	1.34	598.27	0.88	0.34	
		R-127	0.7	35	6.00	210		17.05	0.49	2.51	87.98	1.56	0.19	
		R-207	0.8	332	6.00	1896		153.96	0.46	2.68	890.80	1.67	0.17	
		R-992	0.8	226	6.50	1647		133.74	0.59	2.32	525.30	1.41	0.25	
		R-193	0.8	72	4.00	298		24.20	0.34	1.44	103.42	1.34	0.23	
Total Sur				2,204	5.73	10237	250	1,081.24	0.49	1.70	3,739.24	1.11	0.29	
Total CMH				5,238	6.06	13779	3150	4,268.85	0.81	2.83	14,797.46	1.60	0.29	
Total general				5,238	6.06	13779	3150	4,268.85	0.81	2.83	14,797.46	1.60	0.29	

Obteniendo los indicadores de voladura del cuadro siguiente:

- Factor de Potencia (kg/T) = **0.29**
- Tonelada por Taladro (T/tal) = **2.83**
- Tonelada por metro (T/m) = **1.60**
- Kilos de explosivo por Taladro = **0.8**

Esos factores representan en forma promedio, pero también se pueden obtener valores por tajo, por ejemplo en el tajo R-18, R-302, tenemos valores elevados en el factor de potencia, esto se analiza y se puede resolver corrigiendo los diferentes parámetros, este reporte se puede ver cada voladura masiva que se realiza, por tanto la corrección se puede realizar en el siguiente disparo.

6.3.3 Indicador de Limpieza:

Los equipos empleados en la limpieza de mineral son diversos, se cuenta con Winches eléctricos de arrastre de 30 HP, Scoop eléctricos de 1.2 yd³, Scoop diesel de 1.5 yd³, Scoop diesel de 3.5 yd³, la utilización de los equipos dependerá de diferentes factores como: potencia de veta, buzamiento, calidad de roca, ventilación accesos, abastecimiento de relleno.

La siguiente tabla muestra un reporte de la limpieza de mineral en los diferentes tajos, donde se observa los valores como:

- Velocidad de los Equipos (km/hr)
- Velocidad de limpieza (T/hr)
- Horas de operación
- Tonelaje realizado

Tabla 11: Indicadores de Limpieza

Zona	equipo	labor	Cod. Equip.	Hrs.	Tm limpieza:	m3 Ext.	v.a.(km/hr):	Tmh/hora.
Norte500	Scooptram	R-128	LHB-23	4.00	232.33	91.52	2.68	58.08
		R-14	LHB-23	72.00	4,300.63	1,694.16	2.73	63.16
		R-15	LHB-12	34.00	944.80	372.19	2.07	29.43
			LHB-23	52.00	2,519.46	992.50	2.22	56.54
		R-22	LHB-13	7.00	127.23	50.12	2.40	18.59
			LHB-12	7.00	199.14	78.45	2.74	26.55
			LHB-23	2.00	103.26	40.68	2.08	51.63
	R-28	LHB-02	20.00	768.89	302.89	2.97	37.59	
	R-751	LHB-12	6.00	143.82	56.66	2.81	28.58	
	Total Scooptram				204.00	9,339.55	3,679.16	2.52
Winche	R-128	HH-37	7.00	52.09	20.52	2.80	7.44	
Total Winche				7.00	52.09	20.52	2.80	7.44
Total Norte500				211.00	9,391.64	3,699.68	2.52	46.98

Norte600	Scooptram	R-167	LHB-18	24.00	249.51	98.29	2.71	14.71	
		R-850	LHB-16	54.00	873.99	344.29	3.77	18.50	
			LHB-15	31.00	466.87	183.91	2.96	15.11	
			LHB-20	8.00	44.25	17.43	3.66	22.13	
		R-851	LHB-15	12.50	196.92	77.58	2.24	15.70	
		R-852	LHB-16	5.50	119.48	47.07	1.51	22.62	
			LHB-15	4.00	90.72	35.74	2.59	22.68	
		R-7A	LHB-18	4.00					
		R-8	LHB-20	9.00	190.29	74.96	5.02	21.14	
		R-180	LHB-18	21.00	339.79	133.85	12.77	21.42	
			LHB-20	16.00	230.11	90.65	2.75	14.49	
		R-181	LHB-20	1.00	26.55	10.46	3.07	26.55	
		Total Scooptram				190.00	2,828.49	1,114.24	4.27
	Winche	R-168	HH-35	27.00	359.42	141.59	4.88	13.73	
		R-7A	HH-33	33.00	296.33	116.73	15.20	9.62	
			HH-34	6.00	34.03	13.41	2.25	5.59	
			HH-31	4.00	38.20	15.05	9.77	9.55	
R-8		HH-34	4.00	32.41	12.77	5.73	8.10		
	HH-31	26.00	262.76	103.51	14.73	10.01			
Total Winche				100.00	1,023.15	403.05	11.24	10.12	
Total Norte600				290.00	3,851.64	1,517.29	4.95	14.97	

Satelite1	Scooptram	R-105	LHB-21	6.00	129.81	51.14	0.44	24.34	
	Total Scooptram				6.00	129.81	51.14	0.44	24.34
	Winche	R-108	HH-17	7.00	57.88	22.80	3.03	7.91	
			WCH38	25.00	307.10	120.98	7.25	12.49	
		R-105	HH-02	28.00	228.50	90.01	2.09	8.39	
		R-347	HH-02	2.00	20.26	7.98	4.84	10.13	
Total Winche				62.00	613.73	241.77	4.39	9.88	
Total Satelite1				68.00	743.54	292.90	4.02	11.40	

Sur	Winche	R-970	HH-08	3.00	23.15	9.12	4.03	7.72
			HH-27	81.00	778.91	306.84	3.91	9.78
			HH-30	38.00	249.57	98.31	3.92	6.59
		R-9	HH-29	70.00	461.86	181.94	6.12	6.75
		R-790	HH-11	68.00	1,142.72	450.16	11.66	17.14
			HH-27	2.00	24.31	9.58	7.64	12.15
		R-972	HH-08	56.00	372.27	146.65	5.41	7.28
			HH-09	3.00	27.78	10.94	6.96	9.26
		R-973	HH-09	35.00	273.18	107.61	6.11	8.24
		R-831	HH-26	1.00	11.58	4.56	0.58	11.58
			HH-14	5.00	36.58	14.41	9.29	7.99
		R-832	HH-14	46.00	306.75	120.84	3.75	7.63
		Total Winche				408.00	3,708.64	1,460.96
Total Sur				408.00	3,708.64	1,460.96	6.20	9.28
Total general				977.00	17,695.46	6,970.83	4.67	18.21

Obteniendo los indicadores de limpieza:

- Capacidad promedio de limpieza con Scoop, zona 500 (T/hr)= 47.79
- Capacidad promedio de limpieza con Scoop, zona 600 (T/hr) = 17.97
- Capacidad promedio de limpieza con winche, zona 600 (T/hr) = 10.12
- Capacidad promedio de limpieza con winche, zona sat (T/hr) = 9.88
- Capacidad promedio de limpieza con winche, zona sur (T/hr) = 9.28

Podemos observar que la diferencia de valores de la zona 500 y 600 respecto a los scoop es la capacidad de cuchara del scopp 23 que es de 3.5 yd³, mientras que los equipos utilizados en la zona 600 es de 1.5 yd³

El valor obtenido por los winches esta alrededor de 9 T/hr, dentro del rango esperado, los rastrillos que se tienen en la mina está con una capacidad de 0.12 a 0.21 m³.

Capacidad esperada por equipos

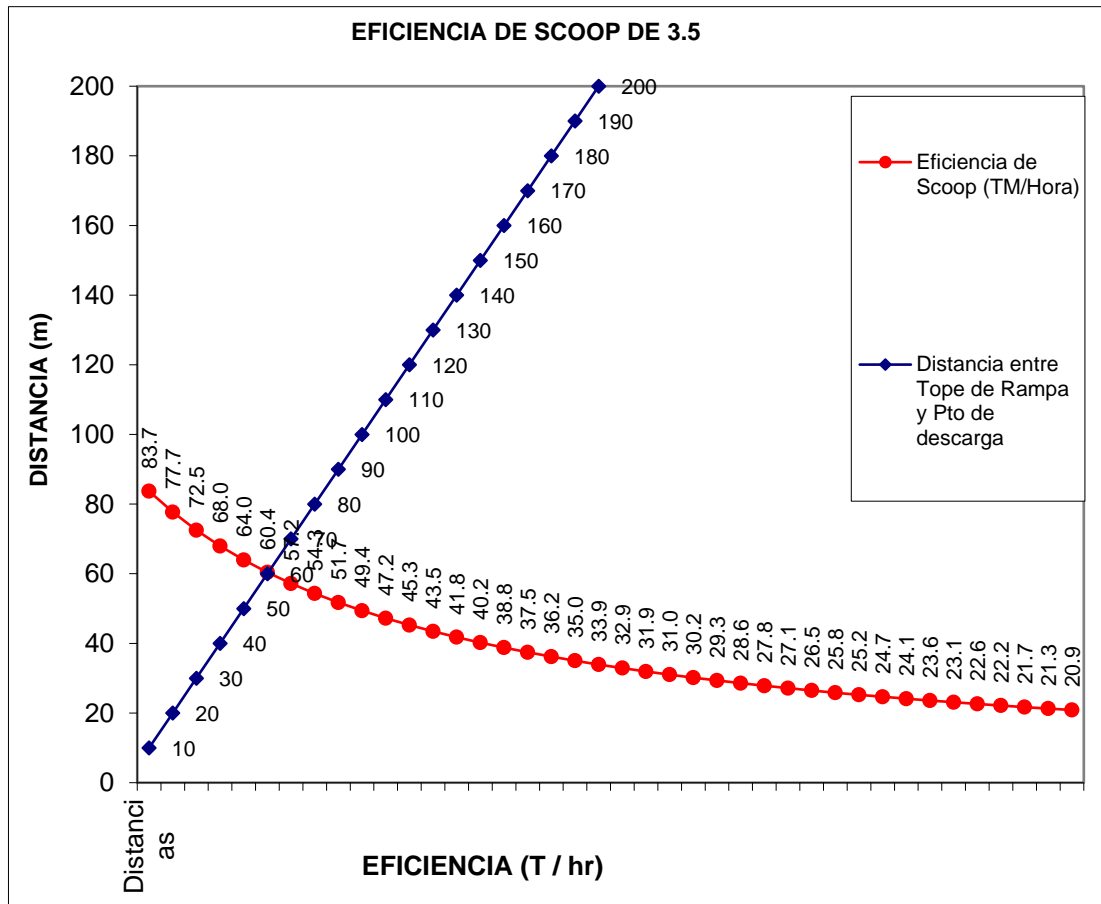
- Scoop de 3.5 yd³ de 30 a 60 T/hr
- Scoop de 2.2 yd³ de 25 a 35 T/hr
- Scoop de 1,5 yd³ de 15 a 25 T/hr
- Winche con rastra de 0.21 m³ de 12 a 15 T/hr
- Winche con rastra de 0.18 m³ de 10 a 13 T/hr
- Winche con rastra de 0.12 m³ de 6 a 9 T/hr

La capacidad de los equipos está relacionado inversamente proporcional a la distancia de acarreo, en los scoop a distancia del tajo al los Ore Pas, varía entre 25 a 300 m, y en los winches de 0 a 50 m (longitud de ala del tajo).

Si en alguno de los reportes los resultados figuran fuera de estos rangos, quiere decir que se podría haber generado un problema en el llenado o vaciado de los reportes de operación, por lo que estos siempre tienen que ser visados por los jefes de guardia para evitar que el resultado sea erróneo.

En el grafico siguiente se puede obtener la eficiencia o productividad del scoop de 3.5 yd³ para diferentes distancias, por ejemplo para una distancia de 200 tenemos una eficiencia de 34 T y para una distancia de 30 m tenemos una eficiencia de 70 T, como vemos las eficiencia obtenida esta dentro del rango de la tabla.

Figura 3: Eficiencia del Scoop de 3.5 yd³ según la distancia de acarreo



6.3.4. Indicador de la Productividad del Personal:

Otro indicador que es importante es la productividad del personal de tajo, normalmente en la mina los trabajos se realizan en parejas, a cada tajo se le asigna una pareja, estos se encargan de realizar los diferentes trabajos o procesos, como son perforación, voladura, sostenimiento y limpieza para culminar el ciclo con la preparación del tajo para relleno hidráulico; todo esto para producir un determinado tonelaje, entonces un indicador que muestra este desempeño es la productividad del personal medido en Toneladas / hombre-guardia

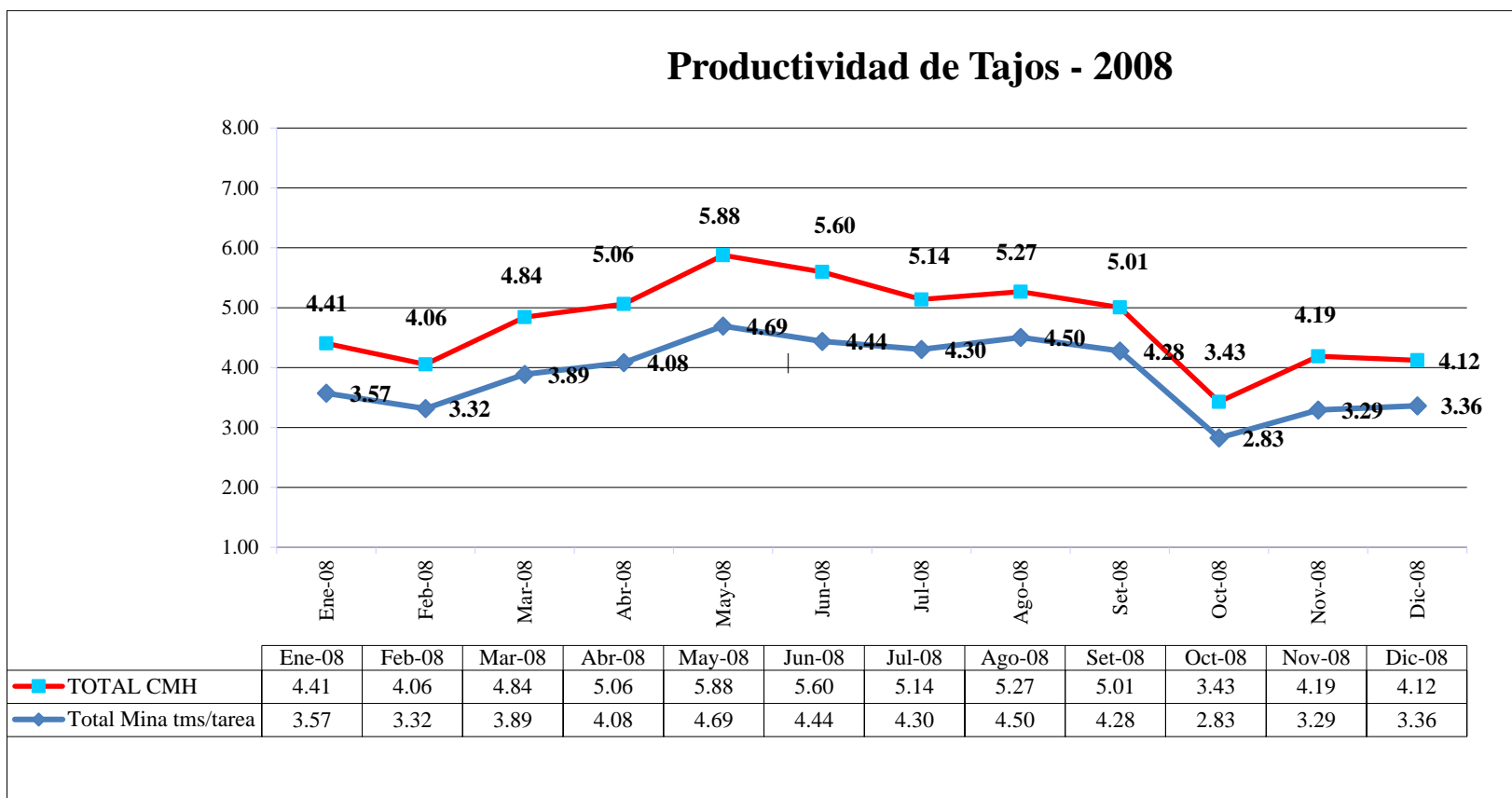
La siguiente tabla muestra un resumen de la productividad del personal por zona.

Tabla 12: Variación de la Productividad de Huaron año 2008, personal de Tajo y Servicios

TOTAL CMH	Prom-2007	ene-08	feb-08	mar-08	abr-08	may-08	jun-08	jul-08	ago-08	sep-08	oct-08	nov-08	dic-08	TOTAL
Trabajadores Obr. (Nro)	349	368	368	356	352	352	358	425	462	466	446	418	416	4,787
Produccion (Tms)	43,722	43,837	40,419	45,781	45,964	53,407	51,577.21	55,583	64,811	62,744	34,193	49,450	48,351	596,116
Tarea Trabajadas (tareas)	9,190	9,951	9,967	9,454	9,080	9,089	9,215	10,817	12,302	12,535	9,972	11,803	11,727	125,912
TOTAL MINA (tms/tarea)	4.76	4.41	4.06	4.84	5.06	5.88	5.60	5.14	5.27	5.01	3.43	4.19	4.12	4.73

PERSONAL SERVICIOS	Prom-2007	ene-08	feb-08	mar-08	abr-08	may-08	jun-08	jul-08	ago-08	sep-08	oct-08	nov-08	dic-08	TOTAL
Personal R/H	46	47	47	46	44	44	45	42	42	46	54	54	49	560
Mtto Vias	5	3	3	3	4	8	8	6	6	7	11	11	8	78
Ventilacion	8	9	9	9	9	8	9	9	9	8	9	9	7	104
Rehabilitacion+Soldadores	9	12	12	14	12	13	14	7	7	12	12	12	11	138
Transporte Mineral-Volquete	5	5	5	5	5	5	5	4	4	0	0	0	0	38
Avances	3	3	3	3	3	3	3	3	3	0	3	28	19	74
Operador Locomotora Nivel -450	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	0	0	60
Total personal Servicios y Avances	76	85	85	86	83	87	90	77	77	79	95	114	94	1052
Total General	425	453	453	442	435	439	448	502	539	545	541	532	510	5,839
Total Tareas Servicios y Avances	2,183	2,318	2,222	2,322	2,177	2,289	2,407	2,097	2,085	2,130	2,124	3,217	2,650	28,037
Total General Tareas	11,374	12,269	12,189	11,775	11,257	11,378	11,622	12,914	14,387	14,665	12,096	15,020	14,377	153,949
Total Mina tms/tarea	3.84	3.57	3.32	3.89	4.08	4.69	4.44	4.30	4.50	4.28	2.83	3.29	3.36	3.87

Figura 4: Productividad de tajos y Total Mina



Del grafico anterior podemos obtener:

- La mayor productividad fue en mayo con **5.88 T/ tarea**
- La menor productividad fue en octubre con **2.83 T/tarea**, esto se debió a rompimiento del piñón en la planta lo que obligo a reducir la producción
- Tenemos un promedio del año de **3.87 T/tarea**, a partir de julio la zona norte empezó a administrar sus tajos aumentando su personal por lo que el índice se redujo.
- En este grafico está considerado el personal de servicios mina, los cuales directamente no están ligados en la producción.

Tabla 13: comparación entre zona Sur y zona 500 Norte

ZONA SUR	Prom-2007	Prom-2008
Trabajadores Obr.	106	1,194.00
Producción	6,762	92,096.03
Tarea Trabajadas	2,810	30,788.85
Productividad Sur	2.41	2.99
ZONA 500 Norte	Prom-2007	Prom-2008
Trabajadores Obr.	76	1,043.00
Producción	16,355	208,188.59
Tarea Trabajadas	1,990	28,018.92
Productividad 500	8.22	7.43

- De la tabla 13, observamos que a pesar que la zona sur tiene más trabajadores su productividad es mucho menor y conserva su valor en los 2 años, esto se debe a que la zona 500 Norte su sistema de limpieza es mediante scoops (mecanizado), mientras que en la zona sur lo hacen con winches (convencional).
- Esto quiere decir que la tendencia de la mina es a la mecanización para el mejoramiento de este índice.

CAPITULO VII: PROGRAMACIÓN DE LA PRODUCCIÓN

Para la programación mensual de la producción, el departamento de Ingeniería y planeamiento entrega las leyes y los anchos de minado a operaciones mina, en base a esta información y a los índices que ya se han tienen se realiza la estimación de la producción según los ciclos de minado.

Tabla 14: Programa con las Anchos y Longitudes de tajo

Zonas	Vetas	Tajos	Ag	Ton	A veta	A min	Long
NORTE	Fastidiosa R2	R-139	305.10	900	1.61	1.61	58
	tatoo	R-140	205.80	700	1.65	1.65	40
	Maritza	R-326	232.66	1,600	0.84	1.17	135
	Danitza	R-765	323.86	1,200	0.86	1.19	90
	Fastidiosa	R-60	234.76	3,500	1.96	1.96	120
	Cuatro	R-32	201.44	1,600	2.79	2.79	76
		R-123	183.17	800	1.35	1.35	22
	Llacsacocha	R-783	173.25	2,250	3.14	3.14	52
Travieso	R-856	293.12	500	0.43	0.80	45	
Total NORTE			230.38	13,050	1.63	1.74	638
Norte-500	Alianza	R-21	287.15	1,400	1.05	1.05	107
	Fastidiosa	R-24	232.62	3,500	2.85	2.85	183
	ramal yanacreston	R-828	248.64	800	2.43	2.43	46
	Llacsacocha	R-450	202.95	2,500	2.68	2.68	74
		R-550	189.93	3,400	2.49	2.49	199
		R-551	196.36	11,000	3.68	3.68	132
R-750	225.60	2,000	2.80	2.80	65		
Total Norte-500			210.54	24,600	2.57	2.57	806
Norte-600	an pedro	R-258	249.22	250	0.75	0.80	38
	Fastidiosa	R-179	211.91	500	1.38	1.38	44
		R-220	227.31	6,000	1.46	1.46	151
		R-15	200.48	2,500	1.96	1.96	76
	Llacsacocha	R-840	215.79	1,500	2.22	2.22	112
Total Norte-600			219.26	10,750	1.55	1.56	421
SUR	San Narciso	R-825	214.87	2,100	2.35	2.35	100
	abor	R-544	219.79	850	0.72	1.02	68
	Labor	R-308	244.53	800	0.62	0.92	64
	Gavia	R-948	258.42	2,500	1.64	2.05	135
		R-972	222.45	1,200	1.48	1.48	58
	providencia	R-935	201.54	600	0.77	1.08	62
		R-996	273.81	650	0.49	0.80	50
R-142	194.35	400	0.94	1.27	54		
Total SUR			233.33	9,100	1.13	1.37	591
Total general			220.28	57,500	1.70	1.81	2,456

Esta tabla contiene la programación de todos los tajos en la mina en un determinado mes, con estos datos y los datos obtenidos para los indicadores operativos planificaremos los ciclos de minado para la zona Sur, y ver los requerimientos de mano de obra, equipos y materiales.

7.1. Programación del Ciclo de Minado:

Para la zona Sur tenemos los Indicadores:

- Velocidad de perforación = **15.15 m/hr o 8.4 tal/hr**
- Burden = **0.7 a 0.8 m**
- Factor de potencia = **0.3 kg/T**
- Velocidad de limpieza = **9.28 T/hr**
- Productividad = **3 T/hombre-gdia**
- Tiempo promedio de perforación /gdia = **6 hrs**
- Tiempo promedio de limpieza / gdia = **5 hrs**
- Indicador de Toneladas / área = **10 T/m²**

7.1.1 Calculo del Número de Cortes:

Para el cálculo del N de Cortes utilizaremos como comparación un realce de 1.5 m, el numero de cortes indicara cuantos realces como máximo se pueden realizar al mes para el cumplimiento del tonelaje programado. Este valor indica cuantos ciclos completos se tiene que realizar, ya que para cada corte se realizan todos los trabajos.

En la tabla 15 se ha calculado para cada tajo y podemos observar que este valor oscila entre 1.18 (R-142) y 3.28 (R-996) un corte para el R-142 y más 3 cortes para el R-996.

$$N \text{ cortes} = \text{Tonelaje} / (D * Hc * Lt * Am) \dots\dots\dots (a)$$

- D = densidad del mineral (Ton / m3)
- Lt = longitud de tajo (m)
- Am = Ancho de minado (m)
- Hc = altura de corte 1.5 m

Tabla 15: Cálculo del Número de Cortes de Tajo

			PROGRAMA					
ITEM	Labor	Veta	Lon	A. Min	Area	Vol	Ton	N° Cortes
			m	M	m2	m3	Ton	N°
1	R-825	Sn Narcizo	100	2.35	235.00	636.36	2,100	1.81
2	R-544	Labor	68	1.02	69.36	257.58	850	2.48
3	R-308	Labor	64	0.92	58.88	242.42	800	2.74
4	R-948	Gavia	135	2.05	276.75	757.58	2,500	1.82
5	R-972	Gavia	58	1.48	85.84	363.64	1,200	2.82
6	R-935	Providencia	62	1.08	66.96	181.82	600	1.81
7	R-996	Providencia	50	0.8	40.00	196.97	650	3.28
8	R-142	Providencia	54	1.27	68.58	121.21	400	1.18
TOTAL					901.37		9100.00	
t/m2						10.10		

7.1.2. Calculo del Tiempo de Perforación:

Para el cálculo del Tiempo de perforación utilizaremos el valor del Burden para cada tajo, con esto calcularemos la cantidad de taladros en realce por cada corte, una vez obtenido esto, con la velocidad promedio de perforación calculamos el tiempo en guardias de perforación.

$$N \text{ taladros corte} = (L_t * n) / B$$

$$\text{Tiempo de perforación (gdias)} = N \text{ tal} / (t_p * V_p) \dots\dots\dots (1)$$

- L_t = longitud de tajo (m)
- B = Burden (m)
- Si $B < 0.8$ $n=2$; Si $B > 0.8$ $n = 3$
- V_p = velocidad de perforación, t_p = tiempo de perforación

Tabla 16: Calculo del Tiempo de Perforación

PERFORACIÓN					
ITEM	Labor	Veta	Burden	Taladros	TIEMPO
			M	tal / corte	T PERF (gdias)
1	R-825	Sn Narcizo	0.8	375	7.44
2	R-544	Labor	0.7	195	3.87
3	R-308	Labor	0.6	214	4.25
4	R-948	Gavia	0.8	507	10.06
5	R-972	Gavia	0.7	166	3.29
6	R-935	Providencia	0.7	178	3.53
7	R-996	Providencia	0.7	143	2.84
8	R-142	Providencia	0.7	155	3.08

7.1.3. Calculo del Tiempo de Limpieza:

En la tabla 17 se muestra el cálculo del tiempo de limpieza del mineral roto por corte, utilizaremos la capacidad de limpieza de cada winche y el tiempo promedio de limpieza.

$$\text{Tiempo de Limpieza (gdias)} = \text{Tonelaje corte} / (\text{Cc} * \text{tl} * \text{N}) \dots\dots (2)$$

- Cc = capacidad de rastra (Ton/ pase)
- tl = tiempo de limpieza por guardia (hr)
- N = numero de pases / hr

Tabla 17: Calculo del Tiempo de Limpieza

ITEM	Labor	Veta	LIMPIEZA		
			TONELAJE	CAP CUCH	TIEMPO LIMP
			por corte	T on/ PASE	GDIAS
1	R-825	Sn Narcizo	1163.25	0.42	18.46
2	R-544	Labor	343.33	0.21	10.90
3	R-308	Labor	291.46	0.21	9.25
4	R-948	Gavia	1369.91	0.63	14.50
5	R-972	Gavia	424.91	0.21	13.49
6	R-935	Providencia	331.45	0.21	10.52
7	R-996	Providencia	198.00	0.21	6.29
8	R-142	Providencia	339.47	0.21	10.78
TOTAL			4461.78		

7.1.4. Tiempo de Preparación y Relleno Hidráulico:

Para calcular el tiempo de preparación de relleno hidráulico lo obtenemos del promedio en que el personal del área de servicios mina prepara el tajo para iniciar el relleno, este tiempo dependerá del numero de barreras, caminos, anillos que se tenga que armar. El tiempo de bombeo de relleno se obtendrá relacionando el volumen a rellenar y el caudal de bombeo promedio del silo de relleno.

$$\text{Tiempo de RH (gdias)} = n * Vc / (R * tr) \dots\dots\dots (3)$$

$$\text{Tiempo de Preparación para RH (gdias)} \dots\dots\dots (4)$$

- Vc = volumen a rellenar por corte (m3)
- R = caudal de bombeo del silo (m3 / hr)
- tr = tiempo promedio de relleno (hr / gdia)
- n = factor de demoras

Tabla 18: Calculo del Tiempo de Relleno

RELLENO				
ITEM	Labor	Veta	PRH	RH
			GDIAS	GDIAS
1	R-825	Sn Narcizo	4	4
2	R-544	Labor	2	2
3	R-308	Labor	2	1
4	R-948	Gavia	4	5
5	R-972	Gavia	2	2
6	R-935	Providencia	3	2
7	R-996	Providencia	2	1
8	R-142	Providencia	2	2

7.1.5 Tiempo del Ciclo de Minado:

En las ecuaciones del 1 al 4 se han obtenido los tiempos involucrados del el ciclo de minado, sumando estos valores obtendremos el tiempo total utilizado para realizar un corte (un ciclo):

$$\text{Tiempo ciclo de minado (gdías)} = (1) + (2) + (3) + (4)$$

Este tiempo se puede transformar a número de ciclos de minado para poder compararlo con el N de cortes obtenidos (ecuación a):

$$\text{N ciclos} = \text{Tiempo de ciclo de minado} / 30 \dots\dots\dots (b)$$

De esto obtenemos la comparación siguiente:

- **si a < b el ciclo se cumple**
- **si a > b el ciclo no se cumple**

Si obtenemos la primera relación quiere decir que el tonelaje estimado para determinado tajo esta dentro del rango de los indicadores operativos, por el contrario si se obtiene la segunda relación el tonelaje estimado no se podrá cumplir con los indicadores que se tienen, por lo que en alguno de ellos se tiene que aumentar (rapidez) para que el tiempo del ciclo disminuya. Otra opción es analizar a que tajo se le puede aumentar la producción para poder disminuir en otro que no cumpla y que la sumatoria sea la misma.

En la tabla 19 tenemos la comparación de los valores y observamos que:

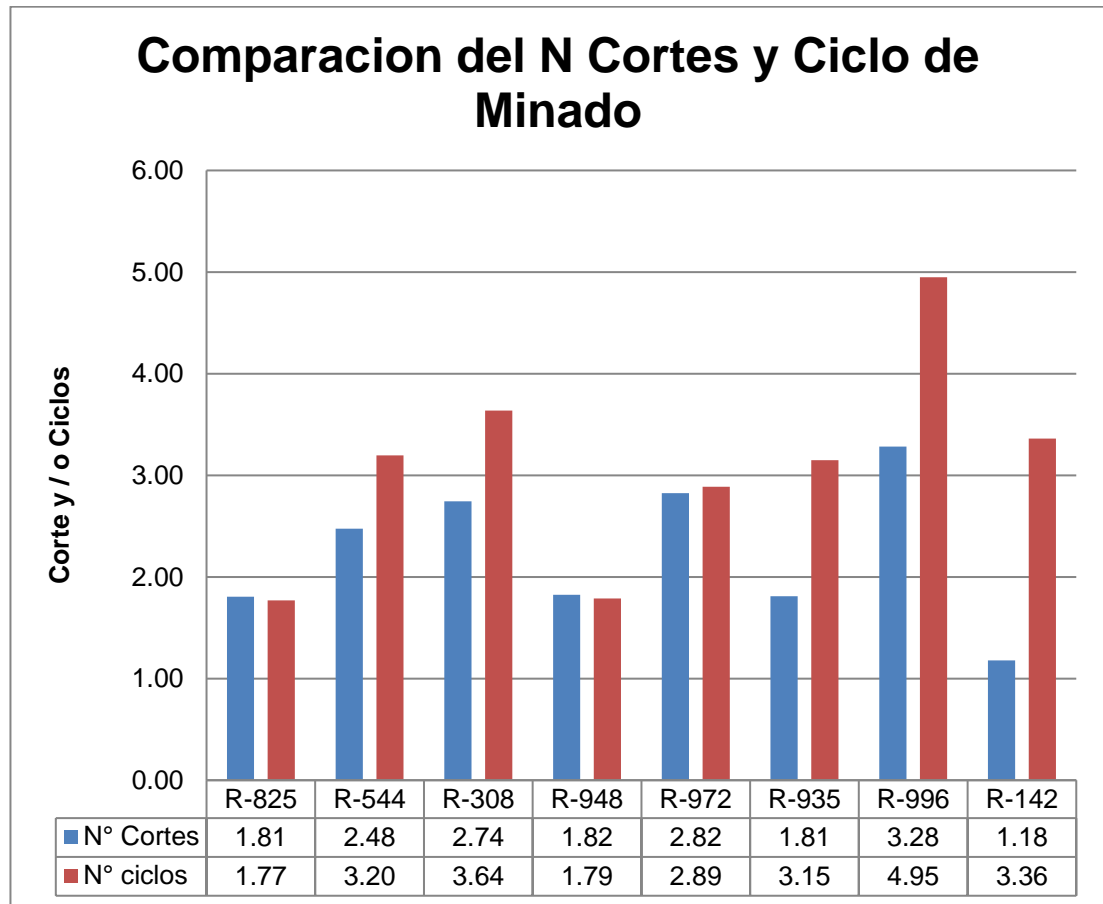
1. de los 8 tajos programados 2 están observados por no cumplir con el programa, R-825 y R-938.

2. El R-142, R-935 son un tajos que están programados muy por debajo de su producción, es decir en estos tajos se puede aumentar el estimado.
3. El R-972, está programado casi exactamente dentro de sus parámetros por lo que una variación en uno de sus parámetros podría incurrir en un déficit.
4. Los tajos R-544, R-308 y R-996, no se verían tan afectados de las variaciones de sus indicadores.

Tabla 19: Comparación del Número de Cortes y el Tiempo del Ciclo de Minado

ITEM	Labor	Veta	N° Cortes	CICLO DE MIN	SIN RETRASO	COMPARACIÓN
			N°	Días	N° Ciclos	
1	R-825	Sn Narcizo	1.81	16.95	1.77	No SE CUMPLE
2	R-544	Labor	2.48	9.38	3.20	SE CUMPLE
3	R-308	Labor	2.74	8.25	3.64	SE CUMPLE
4	R-948	Gavia	1.82	16.78	1.79	No SE CUMPLE
5	R-972	Gavia	2.82	10.39	2.89	SE CUMPLE
6	R-935	Providencia	1.81	9.53	3.15	SE CUMPLE
7	R-996	Providencia	3.28	6.06	4.95	SE CUMPLE
8	R-142	Providencia	1.18	8.93	3.36	SE CUMPLE

Grafico 5: Comparación de valores para el N de Cortes y Ciclo de Minado



CAPITULO VIII: ANÁLISIS DE COSTOS Y RECURSOS

Se analizara los costos de materiales utilizados en la operación minera, se encontrara cuál o cuáles de ellos son los que representan mayo incidencia dentro de la explotación de tajos.

8.1. Principio de Pareto:

Frecuentemente el personal técnico de mantenimiento y producción debe enfrentase a problemas que tienen varias causas o son la suma de varios problemas. El Diagrama de Pareto permite seleccionar por orden de importancia y magnitud, la causa o problemas que se deben investigar hasta llegar a conclusiones que permitan eliminarlos de raíz.

La mayoría de los problemas son producidos por un número pequeño de causas, y estas son las que interesan descubrir y eliminar para lograr un gran efecto de mejora. A estas pocas causas que son las responsables de la mayor parte del problema se les conoce como causas vitales. Las causas que no aportan en magnitud o en valor al problema, se les conoce como las causas triviales.

Las causas triviales aunque no aporten un valor a la mejora, no significan que se deban dejar de lado o descuidarlas. Se trata de ir eliminando en forma progresiva las causas vitales. Una vez eliminadas estas, es posible que las causas triviales se lleguen a transformar en vitales.

8.2. Análisis de Equipos de Acarreo:

Se va analizar el costo involucrado en un equipo de acarreo utilizado en la Zona sur para la limpieza de mineral, como se puede ver en la tabla 20 están

desglosados los costos de los materiales utilizados en el scoop 14, también se representa en % y acumulado donde:

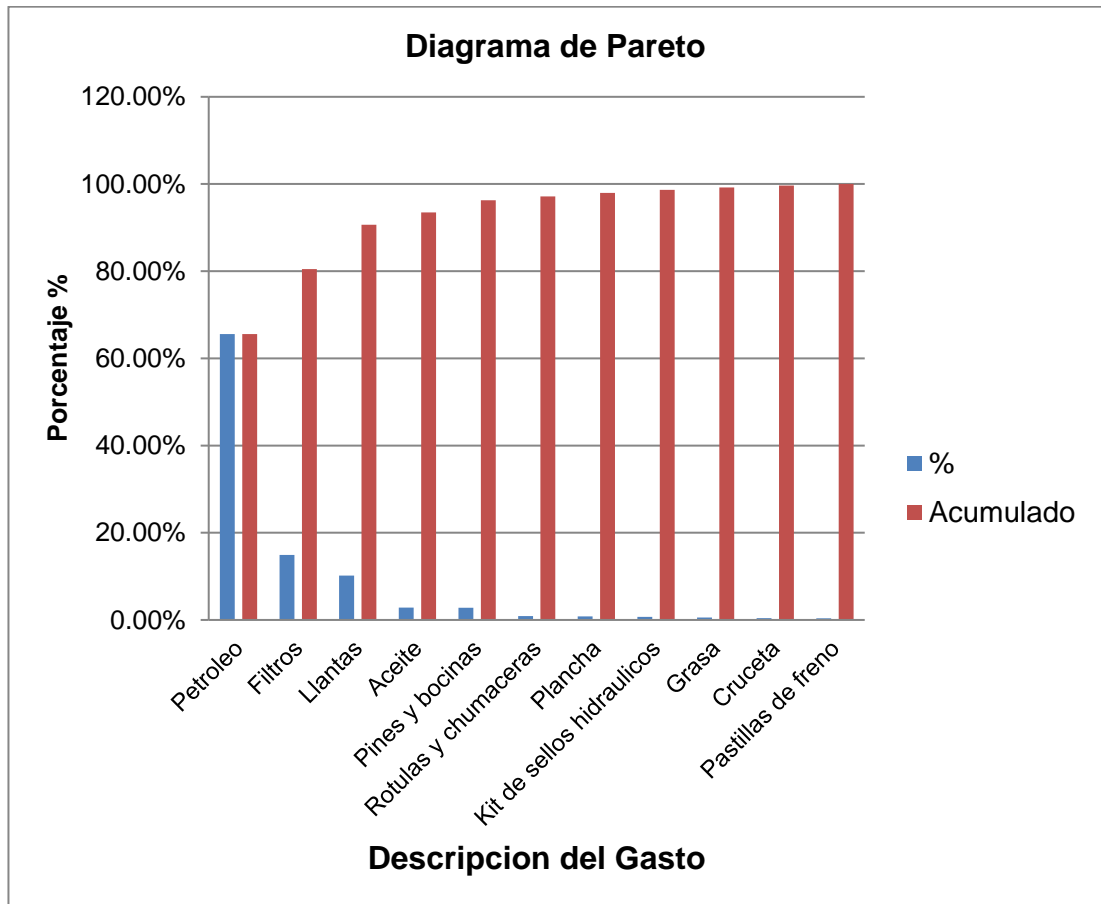
- Entre Petróleo, Filtros y llantas esta el mayor gasto (91 %)
- Los demás ítem solo representa el 9 % del gasto.
- El control del gasto debe ser entonces en los 3 primeros
- Con el total y la mano de obra se puede estimar el costo horario del equipo que equivale **21.29 U.S. \$/hr.**

Tabla 20: Consumo de materiales del Scoop 14

Descripción del Gasto	US\$	%	Acumulado
Petroleo	2,281.67	65.58%	0.66
Filtros	518.41	14.90%	0.80
Llantas	354.12	10.18%	0.91
Aceite	98.37	2.83%	0.93
Pines y bocinas	96.86	2.78%	0.96
Rotulas y chumaceras	30.48	0.88%	0.97
Plancha	28.25	0.81%	0.98
Kit de sellos hidraulicos	24.60	0.71%	0.99
Grasa	19.18	0.55%	0.99
Cruceta	14.75	0.42%	1.00
Pastillas de freno	12.70	0.37%	1.00
sub total materiales	3,479.39	100.00%	1.00

Otros 20%	445.39
mano de obra	1,796.98
TOTAL	9,201.15
Horas de operación	432.27
U.S. \$/hr	21.29

Grafico 6: Diagrama de Pareto, para consumo del scoop 14



8.3. Análisis de Equipos de perforación:

Las maquinas perforadoras utilizadas son de tipo Jack leg, estas se usan tanto para la perforación de producción como para los taladros de sostenimiento, esto da cierta ventaja sobre la stoper, ya que las perforadoras por tener su cabeza móvil se adaptan a las condiciones de los tajos. En el siguiente cuadro se podrá apreciar los repuestos y accesorios que más se gastan en perforación.

Tabla 21: Costo de Perforación (US\$/pp)

Costo de Perforadoras (\$/pp)		
Descripción	US \$	
ACEITE	1,707.07	
CHUCK INSERT 108 X 22 HEX	1,528.70	
PISTON	831.87	
RIFLE BAR (REVERSABLE PAWL (EX B1173	559.29	
RIFLE NUT	550.28	
CHUCK NUT	229.14	Pie perforados
Otros (20%)	1,187.05	168,329.7500
		US \$/pp
sub total	6,593.40	0.03917
Mano de Obra	2,118.17	0.01258
Costo de Propiedad		0.03000
TOTAL	8,711.57	0.08175

De este cuadro podemos observa lo siguiente:

- El mayor gasto esta en aceite, chuck insert y piston que representa 60 % del costo de materiales.
- Hay que recordar que las jack leg se están utilizando para perforación en realce, es por eso que los pistones tengan un desgaste prematuro.
- El costo de perforación obtenido es de **0.08175 US \$/pp**

8.4. Análisis de Explosivos:

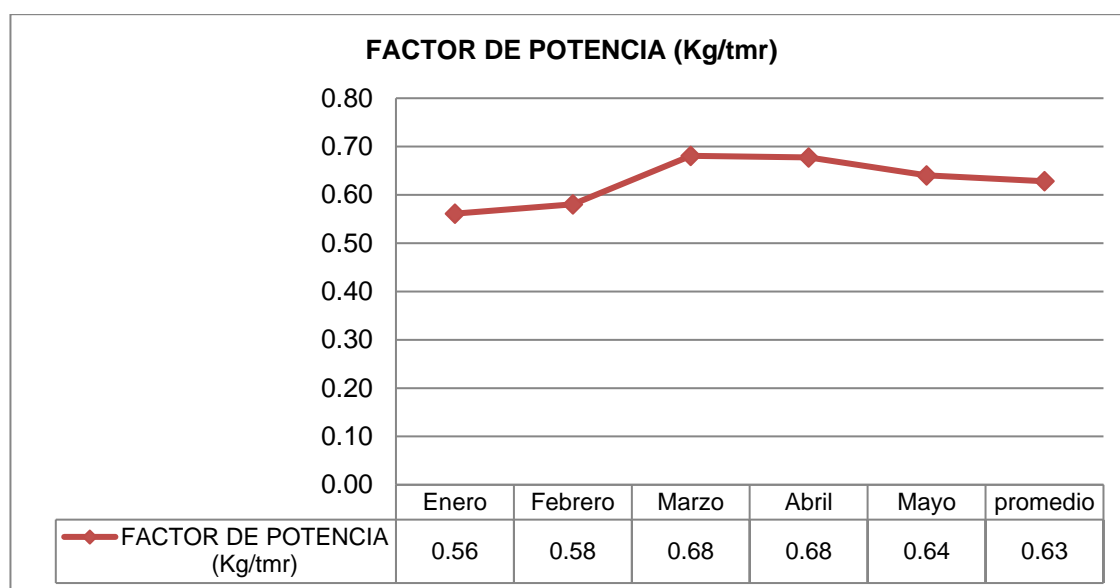
En la mina se viene utilizando la semigelatina (semexa 75%), emulsiones (emulex) encartuchadas y cordón detonante (3P) como explosivos, agentes de voladura anfo (examon), y como accesorios de voladura carmex, faneles de periodo largo y corto. Los explosivos representan un costo alto en la producción por lo que su control es fundamental en la operación.

En el cuadro siguiente se muestra el factor de potencia obtenido durante los 5 primeros meses del año, y también el promedio obtenido en esos primeros meses.

Tabla 22: Cantidad de Explosivos consumidos de enero – mayo 2009

Explosivo	Mes					Promedio
	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	
EMULSION	7,443.07	8,212.84	8,552.13	8,392.29	10,638.49	43,238.81
ANFO	20,184.00	25,727.00	24,788.00	30,782.00	25,349.00	126,830.00
TOTAL KILOS	27,627.07	33,939.84	33,340.13	39,174.29	35,987.49	170,068.81
M3 TOTAL	14,919.79	17,719.01	14,841.29	17,525.56	17,031.89	82,037.54
MINERAL ROTO (tmr)	49,235.31	58,472.73	48,976.26	57,834.35	56,205.24	270,723.88
FACTOR DE POTENCIA (Kg/tmr)	0.56	0.58	0.68	0.68	0.64	0.63
FACTOR DE POTENCIA (Kg/m3)	1.85	1.92	2.25	2.24	2.11	2.07

Gráfico 7: Factor de Potencia Huaron Enero - Mayo



De la tabla podemos observar los siguientes resultados:

- En los 3 primeros meses el factor de potencia a aumentado, pero el valor de la producción solo se incremento en febrero a pesar de que fue un mes de 28 días, el promedio de la producción fue de **52227 tmr**.
- Los dos meses siguientes tubo un descenso, esto se debió a que la producción aumento en promedio a **55000 tmr**.
- El consumo (kg) de explosivos fue aumentando progresivamente de **27627.07 kg** hasta **35987.49 kg**, razón por la cual aumento el factor
- El factor de potencia promedio durante ese periodo fue de **0.63 kg/tmr**, este factor es elevado, debería estar por debajo de 0.4 kg/tmr

En las tablas siguientes analizara detalladamente el consumo de explosivos y accesorio para la zona sur.

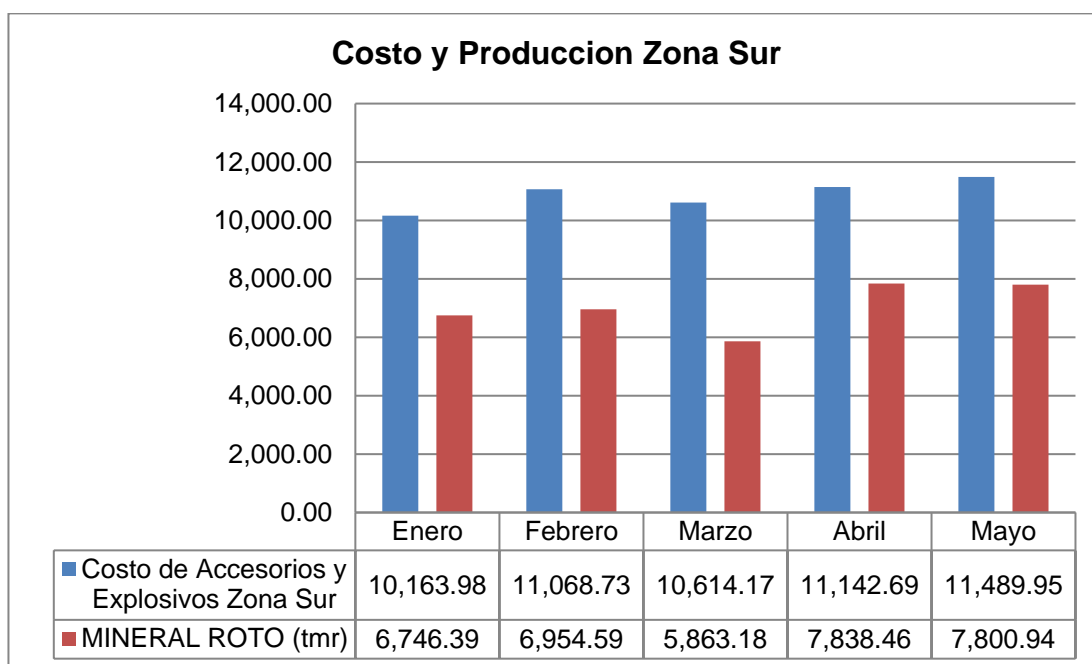
Tabla 23: Consumo detallado de Accesorios y Explosivos zona Sur (US \$)

Costo de Accesorios y Explosivos Zona Sur						
PRODUCTO	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Total general
CARGADOR DE ANFO			34.96		34.96	69.92
CARMEX DE 8'	1,858.49	2,045.00	1,532.36	2,049.43	1,911.07	9,396.36
CORDON DETONANTE 3P.	267.04	268.58	310.11	301.96	345.53	1,493.22
EMULEX 65% 1" X 7"			1,646.67	113.95		1,760.62
EMULEX 80% 1" X 8"		340.47	1,882.00	61.64		2,284.11
EMULSION SEMEXSA E 65 1" X 7"	364.91	1,347.02	1,518.52	4,692.39	4,790.33	12,713.17
EXAGEL E 65% 1" 1/2 X 12"		21.59				21.59
EXAGEL E 65% 1" X 8"	4,832.18	3,765.48	46.96			8,644.63
EXAMON " P"	430.63	667.33	878.87	1,395.98	1,383.25	4,756.06
FULMINANTE FANEL 1/2 SEG		168.50		46.14		214.65
FULMINANTE FANEL MILISEG	2,148.84	2,111.59	2,525.93	2,186.18	2,719.30	11,691.85
MECHA RAPIDA (IGNITER CORD)	261.88	333.17	237.78	295.01	305.51	1,433.34
Total Minado Tajos	10,163.98	11,068.73	10,614.17	11,142.69	11,489.95	54,479.52

En esta tabla podemos destacar lo siguiente:

- El costo principalmente es de Emulsión y accesorios.
- El costo de Anfo no es representativo.

Grafico 8: Costo y Producción Zona Sur, enero – mayo 2009



- La producción no ha manifestado un incremento importante

La tabla anterior la podemos visualizar expresando en porcentaje (pareto) para saber cuál de los productos es el que incide más en el valor del costo.

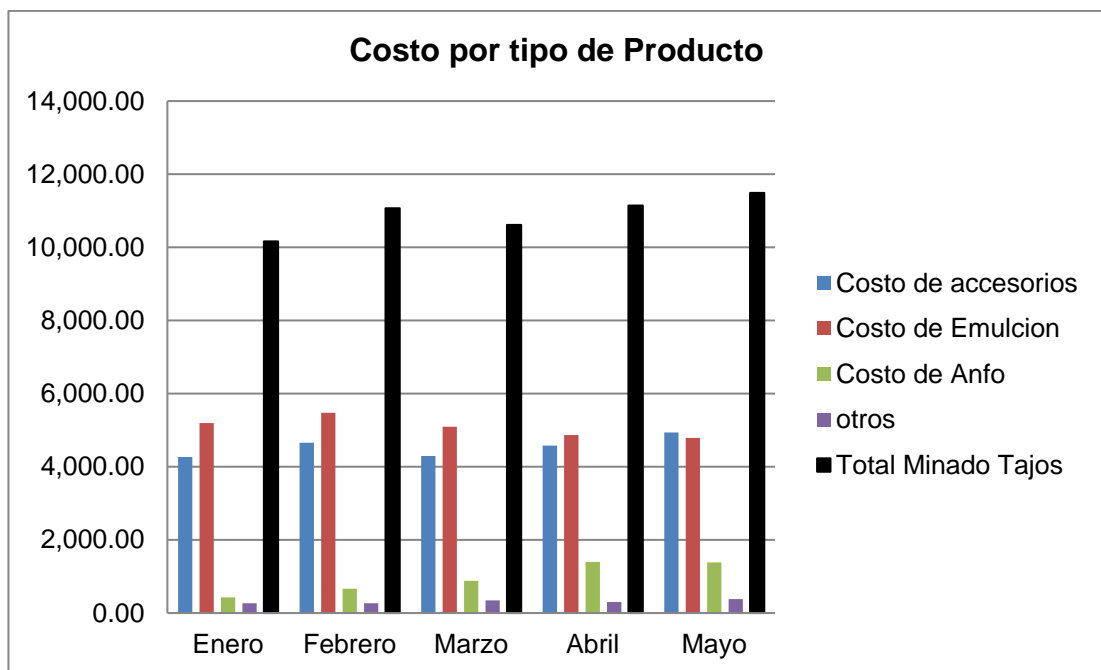
Tabla 24: Pareto de Explosivos y Accesorios.

	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Total general	%
Costo de accesorios	4,269.20	4,658.27	4,296.07	4,576.77	4,935.88	22,736.19	41.73%
Costo de Emulsión	5,197.10	5,474.56	5,094.15	4,867.98	4,790.33	25,424.12	46.67%
Costo de Anfo	430.63	667.33	878.87	1,395.98	1,383.25	4,756.06	8.73%
otros	267.04	268.58	345.07	301.96	380.49	1,563.14	2.87%
Total Minado Tajos	10,163.98	11,068.73	10,614.17	11,142.69	11,489.95	54,479.52	100.00%

Podemos ver lo siguiente:

- El **88.4 %** de costo de explosivos lo representa la emulsión y los accesorios de voladura.
- El **Anfo y otros accesorios** no son representativos.

Gráfico 9: Costo de Accesorio, Explosivos y Acumulado.



En este gráfico se puede mostrar la repercusión de los diferentes productos involucrados en la voladura de la zona sur.

Tabla 25: Indicador del Costo en U.S. \$/T.

	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Promedio
M3 TOTAL	2,044.36	2,107.45	1,776.72	2,375.29	2,363.92	10,667.74
MINERAL ROTO (T)	6,746.39	6,954.59	5,863.18	7,838.46	7,800.94	35,203.54
Índice Accesorios (\$/T)	0.633	0.670	0.733	0.584	0.633	0.646
Índice Emulsión (\$/T)	0.770	0.787	0.869	0.621	0.614	0.722
índice Anfo (\$/T)	0.064	0.096	0.150	0.178	0.177	0.135
Índice Otros (\$/T)	0.040	0.039	0.059	0.039	0.049	0.044
Factor (\$/T)	1.507	1.592	1.810	1.422	1.473	1.548

8.5. Análisis de Personal:

Podemos considerar la planificación de las planillas como el conjunto de medidas que, basadas en el estudio de antecedentes relacionados con el personal y en los programas y previsiones de la organización, tienden a determinar, desde el punto de vista individual y general, las necesidades humanas de una industria en un plazo determinado, cuantitativa y cualitativamente, así como su coste.

Fines

Los principales fines que persigue la planificación de personal son los siguientes:

- Utilizar lo mejor posible los recursos para Colaborar con la empresa en la obtención de beneficios.
- Prever estrategias y tácticas para los casos de ampliación o reducción del negocio.

La planificación de personal desde un punto de vista general tratará de asegurar cuantitativamente y cualitativamente (personal obrero directo e indirecto, administrativo, cuadros medios y directivos), las necesidades de personal a fin de secundar los planes generales de la empresa. Y asegurar, no sólo pretende decir ingresar trabajadores de cierta clase en un momento determinado, sino también reducir la planilla si así fuera preciso e inevitable, cuando la modernización de la operación (tecnológico) o la inviabilidad de la empresa (crisis laboral) hagan necesaria tal medida.

8.5.1. Personal en la zona sur:

Al iniciar el capítulo se acotó que el indicador para la productividad de la zona es de 3 T/ h-gdía, este valor es considerando al personal de servicios por lo que la productividad netamente del personal de mina es mayor. Al realizar la estimación de personal se verán las necesidades de personal para cumplir la producción.

En el siguiente cuadro se realiza la estimación de personal necesario para los tajos, se consideran también otras necesidades:

Tabla 26: Programación de Personal Zona Sur:

Labor	Tonelaje	Cantidad de Personal		Productividad
		Estimado/gdía	Real/gdía	
R-825	2,100	5.07	3	7.78
R-544	850	2.05	2	4.72
R-308	800	1.93	2	4.44
R-948	2,500	6.04	6	4.63
R-972	1,200	2.90	2	6.67
R-935	600	1.45	2	3.33
R-996	650	1.57	2	3.61
R-142	400	0.97	2	2.22
sub total	9,100	21.98	21	4.81
Oper Scoop			2	
Pasador			1	
Bodega			1	
Vacaciones			3	
Total			28	3.61

Se puede observar lo siguiente:

- La cantidad estimada en algunos tajos como R-142, resulta menos de un personal, pero en todo tajo como mínimo debe haber dos personas (maestro y ayudante).

- El R-825 la cantidad estimada resulta mayor que del personal que viene trabajando.
- Si observamos la suma total del personal estimado coincide con el personal asignado por labor.
- La productividad solo de tajos es de **4.81 T/ h-gdia**, esto es mayor que el total ya que no se considera al personal de equipos, bodega, vacaciones y de servicios.
- Hay personal que no trabaja en tajo, pero que es necesario para el desarrollo normal de la operación.
- La productividad total considerando todo el personal es de **3.61 T/h-gdia**.

Tabla 27: Costo de Obreros Zona Sur, enero - mayo

	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	Promedio
Trabajadores Obr.	105	105	104	99	97	102
M3 TOTAL	2,044.36	2,107.45	1,776.72	2,375.29	2,363.92	10,667.74
Producción (Ton)	6,746.39	6,954.59	5,863.18	7,838.46	7,800.94	35,203.54
Tarea Trabajadas	2781.45	2756.04	2766	2471.04	2528.24	13,302.77
Productividad Sur	2.43	2.52	2.12	3.17	3.09	2.65
S./TAREA	35.105	35.097	34.986	38.99	38.926	36.62
Costo(U.S. \$/T)	4.52	4.35	5.16	3.84	3.94	4.32

Del cuadro:

- En los 5 primeros meses se tiene un costo promedio de personal obrero de **4.32 \$/T**
- En los meses de abril y mayo se tubo menos personal, pero la producción fue mayor es por esto que el costo de personal disminuye.
- La productividad promedio es de **2.65 T/ h-gdia**, aun estamos por debajo de lo estimado, por lo que se tiene que mejorar este factor.

CAPITULO IX: CONCLUSIONES

- La labor del jefe de guardia en el control de la operaciones mineras simplemente no se refiere a la producción, si no a la capacidad de poder combinar la seguridad con la producción.
- La seguridad juega un papel muy importante, a pesar de que todas las minas tienen el departamento de seguridad, los supervisores y todo el personal tiene que estar convencido de que la seguridad empieza por uno mismo.
- Nuevas herramientas en la gestión de seguridad están facilitando el trabajo del jefe de guardia y / o supervisor, los VEO, PRC y las políticas adoptadas ayudan que los accidentes disminuyan.
- La realización de las pre auditorias geomecánicas, contribuye a que se pueda verificar que, las labores estén sostenidas correctamente, el jefe de guardia tiene que estar preparado para tomar las decisiones inmediatamente ante cualquier eventualidad en la realización del soporte de roca.
- Tener en claro la idea de los indicadores operativos, su validez y representatividad en la operación.
- El manejo de los indicadores operativos por parte del jefe de guardia y /o zona es de vital importancia para poder estimar diferentes situaciones.
- El indicador de la perforación (15.15 m/hr) está dentro del promedio, este índice está bien controlado.
- Al realizar los cálculos para el Burden se observó que las fórmulas de Konya y Pearce son las que se aplican, pero hay que tener en cuenta que muchas veces el jefe de guardia toma decisiones en el lugar de

trabajo por lo que la formula mas aplicable sería la de Konya, por que los datos necesarios siempre están al alcance.

- El factor de potencia obtenido (0.63 kg/T) está por encima del esperado (0.4 kg/T) por lo que este un trabajo constante que se tiene que realizar para disminuir este factor.
- En la programación del ciclo de minado, se observo tajos (R-825, R-948) que no cumplían sus tonelajes con los indicadores dados, estos se tienen que reprogramar y ver que otros tajos se puede aumentar para que al final el programa no varié.
- Respecto al análisis de pareto que se realiza, el 80 % de estos problemas radica en dos o tres ítems como: petróleo y aceites para los equipos de acarreo, aceite y pistones para las perforadoras, emulsiones y accesorios para los explosivos, los cuales se tienen que controlar para bajar el costo.
- El personal estimado esta dentro del rango, pero siempre que se inicia un nuevo tajo hay que reubicar al personal mientras los nuevos ingresan, este manejo es del jefe de guardia y esto lo hará viendo sus requerimientos y prioridades por labor.
- Es importante que los encargados de la guardias estén al tanto de todos estos datos, los resultados de estos muestra como marcha la mina, y mejorarlos será el resultado del trabajo del jefe de guardia y / o zona.

CAPITULO X: RECOMENDACIONES

- Capacitación a los jefes de guardia en cuanto a las responsabilidades que deben desarrollar para el desempeño de su función.
- Realizar el llenado del PRC según la tarea que se va a realizar, ser mas específico posible.
- El mapeo geomecánico por parte de los jefes de guardia debe ser más continuo. Esto asegura la colocación correcta y oportuna del soporte.
- Capacitación continúa respecto a temas referidos a la operación.
- Se debe revisar con frecuencia la data que se viene registrando, el resultado de errores de llenado puede incurrir en indicadores fuera de lo normal. Saber lo que se está controlando.
- El manejo de los indicadores debe partir desde la supervisión directa (capatas) ya que ellos dan las órdenes directas.
- Tener mucho cuidado con la administración de los recursos, el jefe de guardia es el que autoriza la salida de materiales herramientas y explosivos, por lo que se tiene que tener un control estricto. La coordinación con los responsables de bodega es muy importante.
- Control del uso de los materiales, muchas veces se dejan botados, abandonados en labores que paralizan, por lo que se tiene que consumir lo necesario. Utilizar el concepto de just in time.
- La programación del personal es responsabilidad del jefe de guardia, por lo que se tiene que tener al detalle la situación de cada personal para realizar los respectivos cambios en las situaciones que hubieran: vacaciones, renunciaciones, descansos médicos, faltas.

- Tener en cuenta los reemplazos para los operadores de equipos, estos por ser pocos en la operación influyen directamente. Promover operadores en stand by para cualquier eventualidad.

REFERENCIAS:

- Felix B. Prado Ramos; **Control de Operaciones Mineras.** Año 1987, Perú
- Carlos Vallejo Cortes; **Curso Práctico de Geomecánica Elemental y Sostenimiento Aplicado a Minas Subterráneas.** Año 2004, Perú
- Calvin Konya, Enrique Albaran; **Diseño de Voladuras.**
- Hernan Gavilanes, Byron Andrade; **Introducción a la ingeniería de Túneles.** Año 2004, Ecuador
- Javier Aznar; **Programación y Costos En Las Obras Subterráneas.** Año 2001 España.
- EXSA; **Manual de Voladura.** Perú
- Trabajos realizados en Mina Huaron, **área Operaciones Mina**